

全国矿山救护培训统编教材

矿山救护队员

王志坚 主编

煤炭工业出版社

责任编辑：黄朝阳 向云霞 郑发科 牟金锁

史 杰 肖 力 张江成 武鸿儒

封面设计：晓 杰



ISBN 978-7-5020-3072-8



9 787502 030728 >

定价：79.00 元

全国矿山救护培训统编教材

矿山救护队员

王志坚 主编

煤炭工业出版社

· 北 京 ·

内 容 提 要

本书共 15 章,内容包括:安全生产与应急救援法律法规、煤矿开采知识与技术、矿井通风技术、矿井瓦斯防治、矿井粉尘防治、矿井火灾防治、矿井水灾防治、矿井顶板防治、矿山救护队的组织与管理、矿山救护技术装备、矿山救护训练、矿井灾害事故处理、自身伤亡事故预防、非煤矿山主要事故的预防与处理、自救、互救与现场急救等。

本书为全国矿山救护队队员的培训统编教材,也可供矿山救护队指挥员、矿山企业的负责人、管理和技术人员及相关院校的师生参考。

图书在版编目 (CIP) 数据

矿山救护队员/王志坚主编. —北京:煤炭工业出版社,
2007.9 (2007.12 重印)
全国矿山救护培训统编教材
ISBN 978-7-5020-3072-8

I. 矿… II. 王… III. 矿山救护-技术培训-教材
IV. TD77

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2007)第 052325 号

煤炭工业出版社 出版
(北京市朝阳区芍药居 35 号 100029)
网址: www.ccihp.com.cn
北京房山宏伟印刷厂 印刷
新华书店北京发行所 发行

开本 787mm × 1092mm^{1/16} 印张 37^{3/4}
字数 900 千字 印数 5,001—10,000
2007 年 9 月第 1 版 2007 年 12 月第 2 次印刷
社内编号 5872 定价 79.00 元

版权所有 违者必究

本书如有缺页、倒页、脱页等质量问题,本社负责调换
(请认准封底纹理防伪标识,查询电话:4008868315)

编 审 委 员 会

主 任 王德学

顾 问 周世宁 (中国工程院院士)

张铁岗 (中国工程院院士)

副 主 任 王志坚

委 员 俞启香 周心权 石少华 宋元明 商登莹 陈国新

张文杰 孟斌成 王晋中 吕海燕 高广伟 李 斌

李学庆 李文俊 黄盛初 吴宗之 邓 建 方裕璋

主 编 王志坚

副 主 编 孟斌成 林柏泉

执行主编 王立兵

编 写 (以姓氏笔划排序)

王 志 王立兵 王宏伟 刘景旺 孙树成 张军义

张安琦 张连军 杨 丛 林柏泉 徐景德 贾水森

高建良 彭兴文 景国勋 温雁峰 魏平儒

审 稿 (以姓氏笔划排序)

马心校 方裕璋 王奎生 付 贵 李文俊 李学庆

邱志乾 党国正 郭德勇 黄建功

序

矿山救护工作是矿山安全生产工作的重要组成部分，事关矿工生命和国家财产的安全，关系人民群众的根本利益。矿山救护工作在减少矿山事故人员伤亡和财产损失、服务矿山安全生产和矿山发展方面起着重要作用。矿山救护队伍在矿山及其相关行业的安全生产中担负着越来越重要的职责，成为一支不可替代的力量。它不仅是一支处理矿井火灾、瓦斯爆炸、煤尘爆炸、煤与瓦斯突出、顶板垮塌和水灾等重大事故的专业队伍，同时又是搞好安全生产、预防事故发生的生力军。多年来，矿山救护队在矿井灾害预防、抢险救灾、事故处理等方面做出了突出的贡献。仅2006年，全国矿山救护队处理各类事故2614起，抢救遇险人员3352人，其中1255人经抢救生还。

随着科学技术的日异进步和我国经济社会的不断发展，人民群众对安全生产有了更高的要求。党的十六届五中全会从经济社会发展的全局出发，把安全生产摆在与资源、环境同等重要的位置上，确立了“安全发展”的指导原则；《国民经济和社会发展第十一个五年规划纲要》将安全生产纳入了经济社会发展规划。要求我们在体系建设、队伍建设、装备建设、能力建设等方面，要全面提升，努力构建自上而下的反应迅速、指挥有力、衔接紧密、措施完善的矿山安全事故应急救援体系，确保关键时刻拉得出、冲得上、靠得住、救得赢。结合矿山救护工作的特点，适时对矿山救护人员进行有针对性、系统性的培训，是提高矿山救援队伍整体素质、使之始终保持较强战斗力的有效措施和必要手段。为了推动全国矿山应急救援队伍建设，提高救援能力，促进矿山救援培训工作的更好开展，国家安全生产监督管理总局矿山救援指挥中心组织全国矿山救援方面的专家、学者和权威人士，围绕《矿山救护培训大纲（试行）》，编写了这套《全国矿山救护培训统编教材》。

这套教材汇集了众多专家、学者的智慧。中国工程院院士、我国著名的矿山瓦斯防治专家周世宁和中国工程院院士、我国煤矿安全技术及工程专家张铁岗，对教材的编写、审核等工作十分关心，在教材整体结构和编写等方面给予了关键指导，提出了许多宝贵意见；俞启香、邱志乾、周心权、方裕璋、马心校、林柏泉、景国勋等著名专家亲身参与和鼎力支持，对教材的学术水平起到了显著提升作用；孙树成、王宏伟、王立兵等基层指挥员将多年的指挥、管理经验融汇到教材中，使教材的实用性得到了充分保证；从事救护培训工作、具有丰富教学经验和现场工作经验的专家谢宏、党国正、黄建

功等将培训教学的经验和思路贯穿其间，使教材的编排、布局更具有了针对性；中钢集团武汉安全环保研究院邓建、彭兴文等专家的支持，丰富了非煤矿山安全生产与事故救援方面的相关内容，使教材内容更加丰富、完善。

这套教材在总结我国五十年矿山救护工作经验的基础上，在消化吸收了从中美矿山救援合作项目、参加国际救援比武，以及与美国、德国、俄罗斯、波兰、乌克兰等国家的国际交流与合作活动中学习到的先进的救护理念和救护技术的前提下，结合矿山救护工作的实际、矿山救护队伍的现状和培训工作的需要，突出了“科学决策、安全施救”的矿山救护理念，吸纳了近几年来矿山救援方面新的研究成果。针对不同的培训对象，教材分为《矿山救护队员》、《矿山救护指挥员》两本。整套教材涵盖了矿山救护指战员应该了解和掌握的方方面面内容。有矿山救援法规知识、救护队的日常管理工作，有矿井灾害、事故预防的知识和技术，有灾害、事故的救护救援技术、战术和救援决策指挥原则、要领，还有矿山救援装备的应用，以及创伤急救和医疗救护等内容，既涵盖了煤矿的事故预防和事故处理、救援内容，又包括了非煤矿山事故预防和事故处理、救援的特性。教材还首次引入了“矿山救援心理应激”等新理念、新知识，介绍了“井下遇险人员生命探测和精确定位系统”、“救灾决策智能化系统”等新的研究成果。考虑国际间矿山救援的交流与合作，教材还介绍了国际矿山应急救援技术竞赛规则等与国际接轨相关的知识。这些都更加突出了教材的实用性、先进性和代表性。

《全国矿山救护培训统编教材》是建国以来矿山救援方面第一套教科书、工具书。书稿内容涉及专业面广，编审人员多，来自院校、科研、管理、现场等不同性质单位的各个部门。矿山救援指挥中心做了大量的组织协调工作，书稿编审专家在完成各自岗位工作的同时，对教材的编、审倾注了大量的精力和心血，煤炭工业出版社对教材的编审、出版等工作给予了多方面的支持。在此，对鼎力支持和协助教材编写出版的众多单位、专家和同志们表示衷心的感谢！

相信这套教材的出版和应用，能够在矿山救护培训教学中，在矿山安全生产和救护实践中，在矿山救援的国际交流中发挥积极作用。

教材建设是搞好培训工作的基础，希望有关部门和单位对教材的使用情况进行有效的跟踪，收集整理好读者的反馈意见，以便对教材的内容进行适时地更新和补充。



2007年5月

前 言

矿山救护队是矿山企业安全生产和灾害处理救援的专业队伍和主要力量。为了提高矿山救护队员的业务素质和技战术水平，增强其对各类矿山事故的预防和救援能力，减少自身伤亡，最大限度地保护矿工生命安全和国家、企业财产安全，国家安全生产监督管理总局矿山救援指挥中心组织全国矿山应急救援方面的院士、专家、学者和救护大队指挥员，根据当前矿山救护培训的特点和实际需要，编写了“全国矿山救护培训统编教材”。

本书的编写，无论是法律规章还是矿山安全生产基础知识，从救护技战术理论、救护专业知识到矿井灾害事故的预防和处理，从救护队的组织管理到救护队的训练，从自救、互救与现场急救知识到救护队员自身伤亡事故的预防，都始终贯穿了“以人为本”的思想，围绕着“打好基础、科技为先、科学决策、安全施救”的主线，力求在继承的基础上发扬，在提高的基础上创新，努力做到知识点全面的同时突出重点，理论与实践相结合的同时突出救护工作的实践。书中着重吸收了最新的救护理念和救护知识，增加了救护队员的心理训练和非煤矿山安全生产技术、事故预防及处理等内容并辅以大量的事故案例。王立兵、王宏伟、孙树成、张军义、刘景旺、杨丛等几位多年战斗在矿山救援第一线上的指挥员，将长期积累的丰富实战经验融入书中，使其更具有实用性和针对性。

本书的编审工作由有关部门、高等院校、科研院所、救护培训中心和矿山救护基层的院士、专家、学者及救护队指挥员共同完成。院士、专家和现场人员均发挥了重要作用。中国工程院院士周士宁、张铁岗对本教材编写作了全面指导，提出了许多宝贵的具体建议。编写大纲草定之初，就经两位院士悉心修改，教材编写成稿之后，又经两位院士亲自审阅；另外，所有参与编审的人员都对本书的编审工作给予了有力的支持。

参加本书编审的单位有国家安全生产监督管理总局矿山救援指挥中心、煤炭工业出版社、中国矿业大学、河南理工大学、华北科技学院（中国煤矿安全技术培训中心）、国家矿山救护平顶山培训中心、中钢集团武汉安全环保研究院、大同煤矿集团救护大队、平顶山煤业集团救护大队、开滦集团救护大队、兖矿集团救护大队和晋中救护大队。

本书各章主要编写负责人：第一章由徐景德负责，第二章、第三章、第

六章、第七章、第八章由景国勋、高建良负责，第四章由林柏泉负责，第五章由魏平儒负责，第九章由王宏伟负责，第十章由孙树成负责，第十一章由张军义负责，第十二章由王立兵负责，第十三章由杨丛负责，第十四章由彭兴文负责，第十五章由贾水森、刘景旺负责。

本书既是矿山救护队员的培训教材，又是矿山救护工作的工具书，可供矿山企业管理人员、技术人员及各级政府相关部门管理人员学习阅读。

本书的编审、出版得到众多单位和专家的支持和帮助，在此表示衷心的感谢。

由于时间仓促，书中难免有不足之处，恳请读者提出宝贵意见。编写组将认真收集整理来自现场和培训单位的意见和建议，深入开展救护理论和救护技战术研究，以便再版时予以纠正。

编写组

2007年5月

目 录

| | |
|---------------------|-----|
| 第一章 应急救援法律法规 | 1 |
| 第一节 法律基础知识 | 1 |
| 第二节 安全生产方针及相关法规 | 4 |
| 第三节 应急救援法律法规综述 | 7 |
| 第四节 矿山应急救援工作的主要部门规章 | 11 |
| 复习思考题 | 19 |
| 第二章 煤矿矿井开采基础知识 | 20 |
| 第一节 矿井地质基本知识 | 20 |
| 第二节 矿井开拓 | 31 |
| 第三节 矿井开采技术 | 50 |
| 第四节 爆破安全技术 | 69 |
| 第五节 机电运输安全技术 | 76 |
| 复习思考题 | 85 |
| 第三章 煤矿矿井通风技术 | 87 |
| 第一节 矿井空气 | 87 |
| 第二节 矿井气候条件 | 92 |
| 第三节 矿井通风 | 97 |
| 第四节 局部通风 | 115 |
| 第五节 矿井反风 | 123 |
| 复习思考题 | 129 |
| 第四章 煤矿矿井瓦斯防治 | 131 |
| 第一节 矿井瓦斯的生成与赋存 | 131 |
| 第二节 矿井瓦斯等级鉴定 | 136 |
| 第三节 煤与瓦斯突出及其防治 | 139 |
| 第四节 矿井瓦斯爆炸及其防治 | 151 |
| 第五节 抽(排)放瓦斯技术 | 160 |
| 复习思考题 | 173 |
| 第五章 煤矿矿井粉尘防治 | 174 |
| 第一节 矿井粉尘 | 174 |

| | |
|-----------------------|------------|
| 第二节 矿井粉尘的危害 | 183 |
| 第三节 矿井粉尘的防治 | 191 |
| 复习思考题 | 202 |
| 第六章 煤矿矿井火灾防治 | 204 |
| 第一节 矿井火灾 | 204 |
| 第二节 矿井火灾的防治 | 212 |
| 第三节 火区管理及启封 | 231 |
| 复习思考题 | 234 |
| 第七章 煤矿矿井水灾防治 | 235 |
| 第一节 矿井水灾 | 235 |
| 第二节 矿井水灾的防治 | 241 |
| 复习思考题 | 258 |
| 第八章 煤矿矿井顶板事故防治 | 259 |
| 第一节 矿山压力及其控制 | 259 |
| 第二节 冒顶及其类型 | 265 |
| 第三节 防止冒顶的主要措施 | 272 |
| 第四节 冲出地压的防治 | 277 |
| 复习思考题 | 285 |
| 第九章 矿山救护组织与管理 | 286 |
| 第一节 概述 | 286 |
| 第二节 矿山救护队的组织 | 290 |
| 第三节 矿山救护队的性质、特点和任务 | 295 |
| 第四节 矿山救护队各级指战员岗位职责 | 297 |
| 第五节 矿山救护队的管理 | 301 |
| 复习思考题 | 310 |
| 第十章 矿山救护技术装备 | 311 |
| 第一节 概述 | 311 |
| 第二节 矿山救护个人防护装备 | 313 |
| 第三节 救灾通讯装备 | 332 |
| 第四节 环境参数检测装备 | 336 |
| 第五节 大型灭火装备 | 346 |
| 第六节 其他装备 | 361 |
| 复习思考题 | 378 |

| | |
|----------------------------|-----|
| 第十一章 矿山救护训练 | 380 |
| 第一节 概述 | 380 |
| 第二节 训练准备与保障 | 383 |
| 第三节 技术训练 | 386 |
| 第四节 体能训练 | 395 |
| 第五节 心理训练 | 405 |
| 第六节 军事化队列训练 | 409 |
| 复习思考题 | 411 |
| 第十二章 矿井灾害事故处理 | 412 |
| 第一节 事故抢救前的准备和后勤保障 | 412 |
| 第二节 灾区工作原则与灾区侦察 | 418 |
| 第三节 瓦斯燃烧与爆炸事故的处理 | 422 |
| 第四节 煤与瓦斯突出事故的处理 | 427 |
| 第五节 煤尘爆炸事故的处理 | 432 |
| 第六节 矿井火灾事故的处理 | 438 |
| 第七节 矿井水灾事故的处理 | 466 |
| 第八节 矿井冒顶事故的处理 | 473 |
| 复习思考题 | 479 |
| 第十三章 自身伤亡事故的预防 | 480 |
| 第一节 氧气呼吸器故障造成的事故及预防 | 480 |
| 第二节 违章作业造成的事故及预防 | 484 |
| 第三节 指战员身体素质差造成的事故及预防 | 492 |
| 第四节 技术措施不当造成的事故及预防 | 494 |
| 第五节 指挥不当造成的事故及预防 | 499 |
| 第六节 心理方面原因造成的事故及预防 | 503 |
| 第七节 其他方面原因造成的事故及其预防 | 506 |
| 复习思考题 | 509 |
| 第十四章 非煤矿山主要事故的预防与处理 | 511 |
| 第一节 非煤矿山采矿方法 | 511 |
| 第二节 非煤矿山火灾事故的预防与处理 | 527 |
| 第三节 非煤矿山水灾事故预防与处理 | 535 |
| 第四节 非煤矿山顶板事故及露天矿边坡事故的预防与处理 | 540 |
| 第五节 非煤矿山爆破、中毒窒息事故的预防与处理 | 547 |
| 第六节 非煤矿山尾矿库事故预防 | 552 |
| 第七节 非煤矿山事故处理案例 | 556 |

| | |
|------------------------------|------------|
| 复习思考题..... | 560 |
| 第十五章 自救、互救与现场急救 | 562 |
| 第一节 自救、互救与避灾..... | 562 |
| 第二节 现场急救概述..... | 570 |
| 第三节 急救技术..... | 574 |
| 复习思考题..... | 589 |
| 参考文献..... | 591 |

第一章 应急救援法律法规

第一节 法律基础知识

一、法律法规的概念、特征与组成

1. 法律的概念

广义的法律也就是法,在我国占主流地位的观点认为,法是由国家制定或认可,反映统治阶级意志,并由国家强制力保证实施的行为规范总和。法通过规范人们的权利和义务的方式规范人们的行为,以确认、保护和发展有利于统治阶级的社会关系和社会秩序,是统治阶级实现阶级统治和执行社会公共职能的工具。狭义的法律专指享有国家立法权的国家机关,依照法定程序制定的规范性文件,如全国人民代表大会及其常委会制定的规范性文件。

人们还经常使用法规一词,其含义很广泛,通常指国务院行政法规或地方性法规,但有时也指除狭义法律之外的所有规范性文件。

2. 法律的特征

法律作为一种特殊的行为规范,与道德、风俗习惯、宗教教规及社会团体的章程守则等行为规范不同,具有以下特征:

(1) 法律是统治阶级的国家意志,是通过国家政权表现出来的统治阶级的意志。只有统治阶级的意志才能用法律的形式表现出来、固定下来,并以国家强制力使全体社会成员遵守。

(2) 法律是由国家制定或认可的,即是由国家机关依其职能范围并按一定程序创制出来的规范性文件,或者由国家机关将已经存在并且实际上已经在起作用的行为规范加以确认,赋予法律效力。

(3) 法律规定了人们在一定社会关系中的权利和义务。法律以规定权利义务的方式规范人们的行为,调整社会全体成员之间的相互关系,从而使有利于统治阶级的社会关系和社会秩序得到确认、保护和发展,以实现其阶级统治和执行社会公共职能。

(4) 法律是由国家强制力保证实施的,具有普遍的约束力。国家强制力体现为军队、警察、法庭、监狱等。这是法律区别于其他社会规范的最根本特征。当然,不同性质的国家的法律其强制力的性质和程度是不同的,如我国社会主义法律是靠人们的自觉遵守和国家强制相结合来实施的。

3. 目前我国法律法规体系的主要组成

法律法规体系是一个包含多种法律形式和法律层次的综合性系统。按照《立法法》的规定,我国法规体系主要由以下9个部分组成:

(1) 宪法。宪法规定,“国家通过各种途径,加强劳动保护,改善劳动条件”是有关安全生产方面最高法律效力的规定。

(2) 法律。法律由全国人大或全国人大常委会制定,由国家主席签署主席令予以公布,如《安全生产法》、《矿山安全法》、《煤炭法》、《劳动法》、《职业病防治法》、《道路交通安全法》、《刑法》等。

(3) 行政法规。国务院根据宪法和法律制定的规范性文件,由总理签署国务院令予以公布,如《煤矿安全监察条例》、《特别重大事故调查程序暂行规定》、《国务院关于特大安全事故行政责任追究的规定》、《企业职工伤亡事故报告和处理规定》、《煤炭生产许可证管理办法》、《安全生产许可证条例》等。

(4) 地方性法规。地方性法规包括省、自治区、直辖市的地方性法规和较大的市的地方性法规。前者是由各省、自治区、直辖市的人民代表大会及其常委会根据本行政区域的具体情况和实际需要,在不与宪法、法律、行政法规相抵触的情况下制定的规范性文件;后者是由较大的市的人民代表大会及其常委会根据本市的具体情况和实际需要,在不与宪法、法律、行政法规和本省、自治区的地方性法规相抵触的情况下制定的规范性文件。所谓较大的市是指省、自治区的人民政府所在地的市、经济特区所在地的市和经国务院批准的较大的市。

(5) 自治条例和单行条例。自治条例和单行条例是民族自治地方的人民代表大会依照当地民族的政治、经济和文化的特点制定的规范性文件。自治区的自治条例和单行条例报全国人大常委会批准后生效,自治州、自治县的自治条例和单行条例报省、自治区、直辖市的人大常委会批准后生效,并由省、自治区、直辖市的人大常委会报全国人大常委会和国务院备案。

(6) 规章。规章包括部门规章和地方政府规章。部门规章是国务院各部、各委员会、中国人民银行、审计署和具有行政管理职能的直属机构根据法律和行政法规,在本部门权限内发布的规范性文件。由部门首长签署命令予以公布,部门规章不能与宪法、法律、行政法规相抵触。地方政府规章是由省、自治区、直辖市和较大的市的人民政府根据法律和行政法规和本省、自治区、直辖市的地方性法规制定的规范性文件。

(7) 特别行政区的法律。即香港、澳门特别行政区的基本法和其他法律。

(8) 生产技术标准。生产技术标准是法规体系中的一个重要组成部分,也是生产管理的基础和监督执法工作的重要技术依据。标准是法律的延伸,具有技术性法律规定的的作用。《安全生产法》等法律法规的颁布实施,为安全生产监管监察工作提供了有力的法律支撑和依据。但这些法律、法规的实施,无一例外的都需要安全生产标准的有效支持。安全生产技术标准大致分为设计规范类,安全生产设备、工具类,生产工艺安全卫生,防护用品类4类标准。

(9) 国际公约、国际条约。我国与外国签订的国际条约以及我国宣布承认或参加的一些已经存在的国际公约、国际条约,也是我国法律规范的表现形式之一。如我国已加入《建筑业安全卫生公约》以及部分国际劳工公约。

二、法律责任

1. 法律责任的构成

(1) 责任主体。责任主体是指因违反法律、违约或法律规定的事由而承担法律责任的人,包括自然人、法人和其他社会组织。责任主体是法律责任构成的必备条件。

(2) 违法行为或违约行为。违法行为包括作为和不作为两类。作为是指人的积极活动,直接做了法律所禁止或合同不允许的事;不作为是指人的消极活动,行为人在能够履行应尽义务的情况下不履行该义务。

(3) 损害结果。损害结果是指违法行为或违约行为侵犯他人或社会的权利和利益所造成的损失和伤害,包括实际损害、丧失所得利益及预期可得利益。损害结果可包括对人身、财产、精神的损害以及其他方面的损害。

(4) 因果关系。因果关系是违法行为或违约行为与损害结果之间的必然联系。因果关系是归责的基础和前提,是认定法律责任的基本依据。

(5) 主观过错。主观过错是指行为人实施违法行为或违约行为时的主观心理状态。主观过错包括故意和过失。主观过错作为犯罪的主观要件,是犯罪构成的必要条件之一,对于认定和衡量刑事责任具有重要作用。在民事责任方面,一般也要考虑主观过错,采用过错责任原则。

2. 法律责任的类型

(1) 民事法律责任。民事法律责任是指公民或法人因违反法律、违约或者因法律规定的其他事由而依法承担的不利后果。民事责任主要为补偿性的财产责任。民事责任的承担者是具有民事责任能力的自然人和法人。国家也是民事责任的主体。民事责任主要是由违法行为或违约行为引起的,这种违法行为、违约行为除了民事违法行为和违约行为外,还包括部分刑事违法行为和行政违法行为。

(2) 行政法律责任。行政法律责任是指因违反行政法律或因行政法规定的事由而应当承担的法定的不利后果。行政责任既包括行政机关及其工作人员、授权或委托的社会组织及其工作人员在行政管理中因违法失职、滥用职权或行政不当而产生的行政责任,也包括公民、社会组织等行政相对人违反行政法律而产生的行政责任。

(3) 刑事法律责任。刑事法律责任是指因违反刑事法律而应当承担的法定的不利后果。行为人违反刑事法律的行为必须具备犯罪的构成要件才承担刑事责任。刑事责任的主体,不仅包括公民,也包括法人和其他社会组织。刑事责任的方式为惩罚,即责任主体受到国家强制力的制裁。刑事责任是严格的行为人个人责任,也是最严厉的一种法律责任。

(4) 违宪责任。违宪责任是指因违反宪法而应当承担的法定的不利后果。违宪通常是指有关国家机关制定的某种法律、法规和规章,以及国家机关、社会组织或公民的某种活动与宪法的规定相抵触。宪法具有最高的法律地位和法律效力,因而任何一种违宪的法律、法规、规章和活动都是无效的,都必须承担违宪责任。在我国,全国人民代表大会常务委员会负责监督宪法实施,认定违宪责任。

3. 法律责任的实现方式

(1) 惩罚。惩罚即法律制裁,是国家通过强制对责任主体的人身、财产和精神实施制裁的责任方式。惩罚是最严厉的法律制裁方式。惩罚(法律制裁)具体包括:①民事制裁;②行政制裁,包括行政处罚、行政处分;③刑事制裁,主刑包括管制、拘役、有期徒刑、无期徒刑、死刑,附加刑包括罚金、剥夺政治权利、没收财产;④违宪制裁。

(2) 赔偿。赔偿是一种制止对法律关系的侵害以及通过对被侵害的权利进行救济,

使被侵害的社会关系恢复原状的制度。赔偿的方式包括对不法行为的否定、精神慰藉和财产上的赔偿。在我国,赔偿主要包括民事赔偿和国家赔偿两类。

(3) 强制。强制是指国家通过强制力迫使不履行义务的责任主体履行义务的责任方式。强制包括对人身强制及对财产强制。对人身的强制有拘传、强制传唤、强制戒毒、强制治疗、强制检疫等方式;对财产的强制有强制划拨、强制扣缴、强制拆除、强制拍卖、强制变卖等方式。

4. 法律责任的认定和归结

法律责任的认定和归结是指对因违法行为、违约行为或法律规定而引起的法律责任进行判断、认定、追究、归结以及减缓和免除的活动。在我国,违法者的民事责任和刑事责任的认定和归结权属于人民法院;行政责任认定和归结权属于公安、工商、税务、环保等有特定职权的国家行政机关;违宪责任的认定和归结权属于全国人民代表大会及其常务委员会。

三、法律的适用

1. 法律适用的概念及原则

法律适用是国家机关及其工作人员依照法定的职权顺序,把法律运用于具体的案件,使法律在现实生活中得到实现的专门活动。法律适用不仅指国家机关的执法和守法,也包括社会组织公民执法和守法的活动,即法律的遵守。

2. 法律的适用范围

(1) 法律在空间上的适用范围。我国法律生效的空间范围,包括:①全国的,由人大和全国人大常委会制定的法律,国务院的决定、命令,全国范围内生效;②地方的,由地方权力机关和行政机关颁布的地方性法规,在其管辖的地区内生效;③特定范围的,有些法律法规是由最高国家权力机关或最高行政机关颁布的,其本身规定了生效的范围。

(2) 法律在时间上的适用范围。法律在时间上的适用范围,是关于法律何时开始生效何时终止生效的问题。我国法律开始生效的时间,通常有两种:一种是自公布之日起生效;另一种是单独规定生效日期。这一般都在法律文件公布时,由该文件本身明文规定。

(3) 对人的范围。法律对人的适用范围,是指法律对哪些人适用,对哪些人不适用的问题。由于法律调整的社会关系不同,法律对人的效力范围也有所不同,有的法律适用于全国的公民,有的只适用于部分公民,有的则适用于外国人。这些一般在法律中都有明确规定。

第二节 安全生产方针及相关法规

一、安全生产方针

党的十六届五中全会通过的“十一五”规划《建议》,明确要求坚持安全发展,并提出了坚持“安全第一、预防为主、综合治理”的安全生产方针。这一方针反映了我们党对安全生产规律的新认识,对于指导新时期安全生产工作具有重大而深远的意义。

1. 坚持安全第一

安全第一,就是生产过程中把安全放在第一重要的位置上,切实保护劳动者的生命安全和身体健康。这是我们党长期以来一直坚持的安全生产工作方针,充分表明了我们党对安全生产工作的高度重视、对人民群众根本利益的高度重视。在新的历史条件下坚持安全第一,是贯彻落实以人为本的科学发展观、构建社会主义和谐社会的必然要求。以人为本,就必须珍爱人的生命;科学发展,就必须安全发展;构建和谐社会,就必须构建安全社会。坚持安全第一的方针,对于捍卫人的生命尊严、构建安全社会、促进社会和谐、实现安全发展具有十分重要的意义。因此,在安全生产工作中贯彻落实科学发展观,就必须始终坚持安全第一。

2. 坚持预防为主

预防为主,就要把安全生产工作的关口前移,超前防范,建立预教、预测、预想、预报、预警、预防的递进式、立体化事故隐患预防体系,改善安全状况,预防安全事故。在新时期,预防为主的方针又有了新的内涵,即通过建设安全文化、健全安全法制、提高安全科技水平、落实安全责任、加大安全投入,构筑坚固的安全防线。具体地说,就是促进安全文化建设与社会文化建设的互动,为预防安全事故打造良好的“习惯的力量”;建立健全有关的法律法规和规章制度,如《安全生产法》,安全生产许可制度,“三同时”制度,隐患排查、治理和报告制度等,依靠法制的力量促进安全事故防范;大力实施“科技兴安”战略,把安全生产状况的根本好转建立在依靠科技进步和提高劳动者素质的基础上;强化安全生产责任制和问责制,创新安全生产监管体制,严厉打击安全生产领域的腐败行为;健全和完善中央、地方、企业共同投入机制,提升安全生产投入水平,增强基础设施的安全保障能力。

3. 坚持综合治理

综合治理,是指适应我国安全生产形势的要求,自觉遵循安全生产规律,正视安全生产工作的长期性、艰巨性和复杂性,抓住安全生产工作中的主要矛盾和关键环节,综合运用经济、法律、行政等手段,人管、法治、技防多管齐下,并充分发挥社会、职工、舆论的监督作用,有效解决安全生产领域的问题。实施综合治理,是由我国安全生产中出现的新情况和面临的新形势决定的。在社会主义市场经济条件下,利益主体多元化,不同利益主体对待安全生产的态度和行为差异很大,需要因地制宜、综合防范;安全生产涉及的领域广泛,每个领域的安全生产又各具特点,需要防治手段的多样化;实现安全生产,必须从文化、法制、科技、责任、投入入手,多管齐下,综合施治;安全生产法律政策的落实,需要各级党委和政府的领导、有关部门的合作以及全社会的参与;目前我国的安全生产既存在历史积淀的沉重包袱,又面临经济结构调整、增长方式转变带来的挑战,要从根本上解决安全生产问题,就必须实施综合治理。从近年来安全监管的实践特别是今年联合执法的实践来看,综合治理是落实安全生产方针政策、法律法规的最有效手段。因此,综合治理具有鲜明的时代特征和很强的针对性,是我们党在安全生产新形势下作出的重大决策,体现了安全生产方针的新发展。

“安全第一、预防为主、综合治理”的安全生产方针是一个有机统一的整体。安全第一是预防为主、综合治理的统帅和灵魂,没有安全第一的思想,预防为主就失去了思想支撑,综合治理就失去了整治依据。预防为主是实现安全第一的根本途径。只有把安全生产

的重点放在建立事故隐患预防体系上,超前防范,才能有效减少事故损失,实现安全第一。综合治理是落实安全第一、预防为主的手段和方法。只有不断健全和完善综合治理工作机制,才能有效贯彻安全生产方针,真正把安全第一、预防为主落到实处,不断开创安全生产工作的新局面。

二、安全生产法律法规

(一) 安全生产立法的重要意义

安全生产事关人民群众生命财产安全,事关改革发展和社会稳定大局。随着社会经济活动日趋活跃和复杂,特别是经济成分、组织形式日益多样化,我国的安全生产问题越来越突出。安全生产状况与安全生产法制建设密切相关。加强安全生产立法,对强化安全生产监督管理,规范生产经营单位和从业人员的安全生产行为,遏制重、特重大事故,维护人民群众的生命安全,保障生产经营活动顺利进行,促进经济发展和保持社会稳定,具有重大而深远的意义。安全生产法律法规是国家法律法规体系的一部分,因此它具有法律法规的一般特征。概括起来,安全生产法律法规是在安全生产领域落实依法治国方略的需要,是加强安全生产监督管理的需要,是保护人民群众生命和财产安全的需要,是预防和减少事故的需要,是制裁安全生产违法犯罪的需要。

(二) 安全生产相关法律法规范畴

我国的安全生产法律体系比较复杂,它覆盖整个安全生产领域,包含多种法律形式。可以从涵盖内容不同分成以下8个类别:

1. 综合类安全生产法律、法规和规章

综合类安全生产法律、法规和规章是指同时适用于矿山、危险物品、建筑业和其他方面的安全生产法律、法规和规章,它对各行各业的安全生产行为都具有指导和规范作用。主导性的法律是《劳动法》、《安全生产法》,有安全生产监督检查类、伤亡事故报告和调查处理类、重大危险源监管类、安全中介管理类、安全检测检验类、安全培训考核类、劳动防护用品管理类、特种设备安全监督管理类和安全生产举报奖励类通用安全生产法规和规章组成。

2. 矿山类安全法律、法规

矿山类安全法律、法规规范的行业和部门主要包括:煤矿、金属和非金属矿山、石油天然气开采业。如国家颁布的《矿山安全法》、《煤炭法》、《矿山安全法实施条例》和《煤矿安全监察条例》;相关部门也都先后颁布一批矿山安全监督管理规章;有26个省(自治区、直辖市)人大制定了《矿山安全法》实施办法,目前已初步形成了矿山安全法律子体系。

3. 危险物品类安全法律法规

在危险物品安全管理方面已经颁布实施了《危险化学品安全管理条例》、《民用爆炸物品安全管理条例》、《使用有毒物品作业场所劳动保护条例》、《放射性同位素与射线装置放射防护条例》、《核材料管制条例》、《放射性药品管理办法》等法规。

4. 建筑业安全法律法规

规范建筑安全行为的法律有《安全生产法》、《建筑法》。行业规章一直沿用1956年颁布的《建筑安装和工程技术规程》和其他有关技术标准。我国已批准国际劳工组织通

过的《建筑安全和卫生公约》，可是目前还没有一部统一安全法规。

5. 交通运输安全法律法规

交通运输安全法律法规包括铁路、水路、民用航空运输行业的法律、法规和规章，《安全生产法》原则上也是适用于这些行业。目前，这些行业都有自己专门的法律法规，如铁路运输有《铁路法》、《铁路运输安全保护条例》等；民航运输业有《民用航空法》、《民用航空器适航条例》、《民用航空安全保卫条例》等，此外，民用航空运输安全还执行国际公约和相关的规则；道路管理方面方面有《道路交通安全法》、《道路交通安全法实施条例》及《道路交通事故处理办法》；海上交通运输业有《海上交通安全法》、《海上交通事故处理条例》和《渔港水域交通安全条例》；内河交通运输业有《内河交通安全管理条例》。另外各交通运输业主管部门和公安部门还制定了不少交通运输安全方面的规章、标准。

6. 公众聚集场所及消防安全法律法规

公众聚集场所及消防安全法律法规所涉及的范围主要是公众聚集场所、娱乐场所、公共建筑设施、旅游设施、机关团体及其他场所的安全及消防工作。目前这方面的法律、法规和规章主要有《消防法》及与之相配套的《公共娱乐场所消防安全管理规定》、《消防监督检查规定》、《机关团体企事业单位消防安全规定》、《集贸市场消防安全管理规定》、《仓库防火安全管理规则》、《火灾统计管理规定》等，这方面还需要制定和完善相关的法律法规。

7. 其他安全生产法律法规

其他类包括的内容是前面 5 个专业领域以外的行业安全管理规章，主要有石化、电力、机械、建材、造船、冶金、轻纺、军工、商贸等行业规章。这些行业和部门都有一些规章和规程，但均未制定专门的安全行政法规，因此，《安全生产法》是规范这些部门安全生产行为的主导性法律。

8. 国际劳工安全卫生标准

在国际劳工公约中，我国政府批准的有 23 个，其中 4 个是有关职业安全卫生方面的公约。当前，国际上将贸易与劳工标准挂钩是发展趋势，随着我国加入 WTO，参与世界贸易必须遵守国际通行的规则。我国的安全生产立法和监督管理工作也需要逐步与国际接轨。

(三) 安全生产的相关法律法规规范发生冲突的解决原则

上位法优于下位法。《宪法》具有最高法律效力，一切法律、行政法规、地方性法规、自治条例和单行条例、规章都不得同《宪法》相抵触。法律的效力高于行政法规、地方性法规、规章，行政法规的效力高于地方性法规、规章，地方性法规的效力高于本级和下级地方政府规章，省、自治区的人民政府制定的规章的效力高于本行政区域内的较大的市的人民政府制定的规章。

部门规章之间、部门规章与地方政府规章之间具有同等效力，在各自的权限范围内施行。

第三节 应急救援法律法规综述

应急救援工作是安全生产的一个重要方面。伴随着安全生产的发展，应急救援工作也取得了迅速的发展，为了规范应急救援工作，制定一部统一的应急救援法规就显得非常必

要。我国的应急救援工作目前还没有一部安全生产应急救援条例,但是,在《安全生产法》、《国家突发公共事件总体预案》、《关于加强应急管理工作的意见》等国家有关法律法规中,已对应急救援工作进行了一系列原则规定。这些规定为安全生产应急救援条例的颁布奠定了基础。以下是对这些法律条文精神的基本概括。

一、组织领导和管理的

安全生产事故应急管理工作,遵循分类管理、分级负责、条块结合、属地为主的原则。各级人民政府是安全生产应急救援的指挥机构,应当加强对安全生产事故应急管理工作的领导,支持、督促各有关部门依法履行安全生产事故应急管理职责;建立统一指挥、反应灵敏、协调有序、运转高效的应急管理机制;对安全生产事故应急管理工作中的重大问题及时予以协调、解决。

我国由国务院统一领导、统一指挥全国安全生产事故应急工作。国家安全生产监督管理部门负责全国安全生产事故的综合应急管理工作,指导和协调各省(自治区、直辖市)人民政府安全生产事故的预防与应急准备、报告与预警、应急处置与善后等工作。国家安全生产应急救援指挥机构根据国务院和国务院安全生产监督管理部门的规定,具体承担全国安全生产事故的综合应急管理工作;按照国家安全生产事故应急预案的规定,协调、指导、指挥安全生产事故应急救援工作。国务院有关部门成立的专业安全生产应急救援指挥机构按照各自的职责,履行本行业或者本领域的安全生产事故的应急管理和应急救援工作。

县级以上人民政府统一领导、指挥本行政区域内的安全生产事故应急工作。其安全生产监督管理部门负责本行政区域内安全生产事故的综合应急管理工作。其他有关部门负责其职责范围内的安全生产事故应急管理工作。这些部门应当及时向本级人民政府报告重要信息和建议,指导和协调下级人民政府及其有关部门安全生产事故的预防与应急准备、报告与预警、应急处置与善后等工作。省一级和较大的市人民政府应当成立安全生产应急救援指挥机构,统一协调、指导、指挥本行政区域内的安全生产事故应急救援工作。县级以上人民政府应当组织有关部门制定本行政区域内安全生产事故应急预案;制定并实施安全生产应急救援体系建设规划,纳入经济和社会发展规划;建立健全安全生产应急管理责任制,切实履行各自的职责,加大应急投入,保证应急管理工作的开展。

生产经营单位应当建立健全本单位的安全生产应急管理责任制,保障应急救援资金。其主要负责人对本单位的安全生产应急管理工作负责。生产经营单位、其他经济组织和公民应当在有关人民政府统一领导下,参与或者配合安全生产事故的应急管理、处置等工作。

国家鼓励、支持有关单位和机构开展安全生产事故应急管理领域的科学技术研究;开展救援技术设备的自主创新,引进先进救援装备、消化吸收先进技术,提高应急救援能力;开展国际交流与合作。各级人民政府对在安全生产事故应急管理和事故救援工作中做出突出贡献的单位和个人,应当给予表彰和奖励;对在救援工作中伤亡的人员,应当给予救治或者抚恤。有关人民政府为处置安全生产事故,可以征用生产经营单位、其他经济组织和公民的物资、设施和装备,并予以返还或者补偿。

二、预防和应急准备

国务院安全生产监督管理部门和有关部门应当按照国家突发事件总体应急预案的要

求,组织制定国家安全生产事故专项应急预案和部门应急预案,报国务院备案。县级以上人民政府及其有关部门应当根据法律、法规、规章和上级人民政府及其有关部门的应急预案,结合本地区的实际情况,组织制定相应的安全生产事故应急预案。生产经营单位应当制定本单位的安全生产事故应急预案。安全生产事故应急预案的内容应当符合本条例和有关法律、法规、规章和标准的规定,并及时进行修订。

县级以上人民政府及其有关部门应当组织应急预案演练。涉及多地区、多部门、多领域的应急预案,有关人民政府应当定期组织演练。应急预案演练时,应当制订演练计划或者方案,明确相关部门和人员的职责。演练结束后,应当对演练进行评估。生产经营单位应当根据本单位的实际情况,定期开展应急预案演练。

县级以上人民政府应当组织有关部门对本行政区域内的重大危险源进行排查、登记、评估、监控,建立分级、分类管理制度;对重大事故隐患整改情况实施监督检查。生产经营单位应当加强安全生产管理,检查各项安全防范应急救援措施的实施情况,及时消除事故隐患;建立重大危险源的登记、建档、检测、评估和监控制度。生产经营单位的重大危险源及其监控措施,应当按照国务院安全生产监督管理部门的规定备案。

国家根据安全生产事故应急救援工作的需要,在重点地区和行业建立国家级的专职安全生产应急救援队伍。县级以上地方各级人民政府及其有关部门应当根据本行政区域内安全生产的状况,建立或者确定区域级的专职安全生产应急救援队伍。县级以上地方各级人民政府及其有关部门可以建立由成年志愿者组成的安全生产应急救援队伍。中型高危行业的生产、经营、储存单位,应当建立专职安全生产应急救援队伍;中型以下高危行业应建立兼职安全生产应急救援队伍,并与邻近的专职安全生产应急救援队伍签订应急救援协议。国家对专职安全生产应急救援队伍实行资质管理。专职安全生产应急救援队伍、人员的资质、资格管理办法,由国务院安全生产监督管理部门和国务院有关部门制定。

县级以上人民政府应当建立健全安全生产事故应急管理、救援知识的培训制度,对应急管理工作的人员、专职应急救援人员、成年志愿者进行相关知识、技能的培训,经考核合格后方可任职或者参与应急救援工作。生产经营单位应当经常对本单位负责应急管理工作的人员以及专职或者兼职应急救援人员进行培训。安全生产应急救援队伍应当结合实战需要,制订演练计划,经常组织开展应急救援的综合性演练和单项演练,提高应急救援能力。安全生产应急救援队伍应当参与安全生产事故防范工作,定期对其服务的区域和生产经营单位进行预防性安全检查,熟悉路线、地形、重大危险源等有关情况。安全生产应急救援队伍应当服从有关人民政府应急救援指挥机构的统一调动。

县级以上人民政府应当在财政预算中安排专项资金,用于重大、特别重大安全生产事故的应急救援工作和有关应急救援机构运行保障、应急知识培训、宣传教育、应急演练等应急管理工作。具体办法由国务院安全生产监督管理部门会同国务院财政部门制定。专业应急救援队伍按照签订的应急救援协议参加安全生产事故抢险救援和提供技术服务,可以收取相应费用。具体收费办法由国务院安全生产监督管理部门会同国务院物价部门制定。国家应急救援物资储备安排必要的安全生产应急救援物资装备,用于特别重大安全生产事故的应急救援工作。县级以上地方各级人民政府应当根据本行政区域内安全生产的状况和安全生产事故的特点,储备必要的安全生产事故应急救援物资装备。

生产经营单位应当按照国家规定提取安全生产事故应急救援专项费用,用于本单位应

急管理和安全生产事故救援工作；配备必要的应急救援物资装备，并建立相应的管理制度。

各级人民政府及其有关部门应当采取多种形式，开展应急救援法律法规、事故预防、避险、避灾、自救、互救等应急知识的宣传普及活动，提高公众的安全意识和应急救援能力。

生产经营单位应当结合本单位的实际情况，开展有关应急知识的宣传普及和教育培训。县级以上人民政府卫生行政主管部门应当支持、配合安全生产事故应急救援工作。医疗单位应当对医护人员进行应急医疗救治技能的培训，并配备必要的医疗救治设备、药品。

道路交通、水上交通、铁路交通、民用航空交通等部门应当保障事故应急救援交通运输的需要，保证应急救援交通顺畅。应急救援车辆执行应急救援任务时，可以使用警报器、标志灯具；在确保安全的前提下，不受行驶路线、行驶方向、行驶速度和信号灯的的限制，其他车辆和行人应当让行。国务院电信主管部门按照安全生产事故应急救援的通信需要，组织、协调各基层电信企业，为安全生产事故应急救援提供应急通信保障。

县级以上人民政府及其有关部门应当根据本行政区域安全生产工作的特点，建立安全生产应急管理专家组。

三、安全生产事故的报告与预警

国家建立全国统一的安全生产应急信息系统。县级以上人民政府安全生产监督管理部门应当建立综合的安全生产应急信息系统，有关部门应当建立相关专业的安全生产应急信息系统。各级应急信息系统应当实现互联互通。应急救援指挥机构、国家区域级应急救援组织以及重点应急救援医疗机构之间，应当实行应急信息共享。

县级以上人民政府及其有关部门应当建立安全生产事故预警和发布制度，利用媒体，及时发布安全生产事故预警信息。

对安全生产事故可能波及毗邻单位或者邻近地区的，应当立即向毗邻单位或者邻近地区人民政府及其有关部门发出预警信息。毗邻单位或者邻近地区的人民政府及其有关部门接到预警通告后，应当立即采取相应的预防措施。生产经营单位发生安全生产事故后，单位负责人应当立即组织自救，并按照国家规定向有关地方人民政府及其有关部门、安全生产应急救援指挥机构报告。有关地方人民政府及其有关部门、安全生产应急救援指挥机构接到事故报告后，应当按照国家规定逐级上报。重大、特别重大事故发生后，事发地省级人民政府、国务院有关部门应当及时、准确地向国务院报告，并向有关地方人民政府及其有关部门、应急救援指挥机构通报。

事故发生地人民政府及其有关部门接到安全生产事故报告后，应当按照相关应急预案及时作出响应，成立现场安全生产事故应急救援指挥机构，实施救援，并及时向上级人民政府及其有关部门、应急救援指挥机构报告救援工作进展情况。

相关人民政府、有关部门、安全生产应急救援指挥机构、应急救援队伍应当协同配合，并按照安全生产事故应急预案的规定和实际需要提供增援或者保障。

安全生产事故扩大并超出控制能力时，有关人民政府应当立即向上级人民政府请求应急响应升级。上一级人民政府应当立即作出响应决定。省级人民政府向国务院请求应急

响应升级的,国务院有关部门应当立即作出相应的响应决定。

四、应急处置和善后处理

发生事故的生产经营单位、应急救援队伍和有关单位应当在现场安全生产事故应急救援指挥机构领导下开展救援工作。事故发生地人民政府及其有关部门应当及时组织抢修被损坏的公共设施,保障应急救援工作的开展。医疗救护人员应当及时对受伤人员进行医疗救治。公安、交通等有关部门应当保障安全生产事故现场应急救援秩序及周边地区的交通畅通。必要时,应当实施现场警戒、交通管制或者其他措施。事故发生地人民政府环境保护行政主管部门和其他主管部门应当根据事故类型和严重程度,及时监测事故发生地周边环境情况,及时提出事故可能造成环境影响的处置建议,采取相应措施,防止环境污染的发生或者扩大。事故发生地人民政府卫生行政主管部门应当对事故造成或者可能造成的公众健康损害,及时组织采取卫生应急措施。

安全生产事故可能危及周边公众人身安全时,应当在当地人民政府的统一指挥下,按照安全生产事故应急预案的规定组织人员疏散、撤离和安置。事发地周边的公众和有关单位应当服从当地人民政府及其有关部门的指挥和安排,积极配合疏散行动。

县级以上地方各级人民政府及其有关部门应当建立应急物资调用征用管理制度。在安全生产事故应急救援过程中确需调用或者征用生产经营单位、其他经济组织和公民的物资、设施和装备的,应当逐一登记建档,并开具收据。

安全生产事故应急救援工作结束后,县级以上人民政府及其有关部门应当对调动的应急救援队伍给予补偿;及时返还调用或者征用的物资、设施和装备,对不能返还的或者损毁的物资、设施和装备,应当依照法律、法规和省、自治区、直辖市人民政府的有关规定予以补偿。

县级以上人民政府及其有关部门应当做好事故应急救援人员的医疗救治、抚恤和奖惩等工作。

保险机构应当根据投保情况及时开展保险理赔工作。县级以上地方各级人民政府应当组织有关部门尽快修复因安全生产事故损坏的供水、供电、供气、交通等社会公用设施,保障正常的生产、生活需要。

安全生产事故应急救援过程中发生的应急救援队伍调动、物资、设施和装备调用和征用等费用,由事故发生单位承担。事故发生单位无力承担的,由事故发生地的县级以上人民政府协调解决。

第四节 矿山应急救援工作的主要部门规章

为贯彻落实国家有关矿山应急救援工作方面的法律法规要求,国家安全生产监督管理总局结合矿山行业的实际,制定了一系列部门规章。

一、《矿山救援工作指导意见》

《矿山救援工作指导意见》是以安监办字〔2004〕128号文印发的。该指导意见是为了贯彻落实国务院关于加强安全生产工作的决定,促进矿山救援体系建设,完善

矿山救援工作机制,加强矿山救援工作管理,迅速、有效地实施救援,保障矿工生命和财产安全而提出的。

文件明确了 10 个方面的措施:①加强矿山救援工作的组织领导和综合监督;②建立和完善矿山救援体系,提高矿山应急救援综合能力;③建立技术支撑系统,提高救援技术水平;④建立国家、地方和企业共同承担的矿山救援资金保障机制;⑤强化矿山救援队伍的管理,完善矿山救援机制;⑥建立矿山救援装备保障和储备机制;⑦完善预警机制,实施有效救援;⑧对在矿山救援工作中有贡献的单位和个人,由所在单位、上级主管部门、地方人民政府给予表彰和奖励;⑨对于在抢险救灾中,为抢救遇险遇难人员及国家财产牺牲的指战员,队员所在单位应向当地政府民政部门申报,追认为烈士;⑩对违章、玩忽职守、谎报灾情造成不良后果的给予纪律处分,直至追究法律责任。

二、《矿山救护队资质认定管理规定》

《矿山救护队资质认定管理规定》是 2005 年 7 月 8 日国家安全生产监督管理总局局务会议审议通过,以总局 2 号令发布,2005 年 9 月 1 日起正式施行。

发布该规定的目的是为加强矿山救护队管理,提高矿山救护队的战斗力,保障和促进矿山事故救援工作。该规定适用范围为煤矿和非煤矿矿山(石油、天然气开采除外)矿山救护队。

该规定主要规定的内容如下:

(1) 矿山救护队从事救援技术服务活动,必须进行资质认定,取得资质证书。

(2) 矿山救护队资质认定和管理工作,实行两级发证、属地监管。

(3) 根据矿山救护队的编制、人员构成与素质、技术装备、训练与培训设施和救援业绩等条件,矿山救护队资质分为一级、二级、三级、四级。

(4) 国家安全生产监督管理总局负责一级、二级矿山救护队的资质认定管理工作,国家安全生产监督管理总局矿山救援指挥机构负责一级、二级矿山救护队资质认定的审查和管理工作。

(5) 省、自治区、直辖市安全生产监督管理部门和省级煤矿安全监察机构按照职责分工,负责本行政区域内三级、四级矿山救护队的资质认定管理工作,其矿山救援指挥机构负责三级、四级矿山救护队的资质认定的审查和管理工作。

(6) 取得矿山救护队资质,应由具有法人资格的矿山救护队、矿山救护队主管部门或者矿山救护队所在企事业单位向资质认定机关提出申请。

(7) 取得矿山救护队资质证书的有效期为 3 年,资质证书有效期满需要延期的,应当于有效期届满 60 日前,向原资质认定机关提出延期申请,并提交相应的文件、资料和资质证书副本。

(8) 未取得矿山救护队资质,或者被吊销资质证书,或者未经审查批准晋级、延期、变更而擅自从事矿山救援技术服务活动的,由资质认定机关依法取缔。

(9) 取得资质证书的矿山救护队有下列行为之一的,由资质认定机关责令限期整改、暂扣资质证书或者降低资质等级:①因违章指挥、违章作业造成矿山救护队员伤亡事故的;②不具备本规定的矿山救护队资质条件的;③实施矿山事故救援时,应召不到、畏缩不前、临阵脱逃或者拒不执行救援命令的;④在矿山事故救援中玩忽职守,贻误时机,隐

瞒事实真相,谎报灾情,导致指挥失误,造成严重后果的。

(10) 取得资质证书的矿山救护队有下列行为之一的,由资质认定机关吊销资质证书:①转让、买卖、出租、出借或者允许他人冒用资质证书的;②提供虚假证明文件、资料或者采取其他欺骗手段取得资质证书的;③暂扣资质证书后未按期整改或者逾期仍不具备本资质条件的。

三、《矿山救护队培训管理暂行规定》

《矿山救护队培训管理暂行规定》是以安监总办字〔2005〕111号下发的。该规定是为加强矿山救护培训管理工作,规范矿山救护培训秩序,保证矿山救护培训质量,提高矿山救护人员处理矿山事故和救援能力,促进矿山救护培训工作健康发展,根据《安全生产法》、《矿山安全法》和有关法律法规,由国家安全生产监督管理总局制定的。

该规定对矿山救护队培训的相关工作从11个方面作出了具体规定:

(1) 矿山救护培训工作坚持统一管理、分级培训、教考分离的原则。国家安全生产监督管理总局(以下简称安全监管总局)矿山救援指挥中心对全国矿山救护培训工作进行业务指导。

(2) 矿山救护培训按照安全监管总局统一制定的培训大纲进行。承担矿山救护培训的安全培训机构应当配备专职师资并经培训合格,方可进行矿山救护培训工作。

(3) 承担矿山救护培训的安全培训机构,应有能满足培训相应矿山救护指战人员的救援装备、实验装置和演习训练模拟巷道及师资队伍。

(4) 承担矿山救护培训的安全培训机构要根据矿山救护的特点和接受培训人员从事的业务,突出培训重点。矿山救护大、中队指挥员的培训以矿井通风、灾变处理技术、救护信息处理技术、救援决策指挥技术、救护队行动计划和安全技术措施的制定及国内外重大灾害事故案例分析为主;小队长的培训以矿井通风、灾变处理、行动计划和安全技术措施的制定及事故案例分析为主;队员和辅助队员的培训侧重于矿山救护主要技术装备、性能、使用方法、常见故障处理和维护保养和演习训练。

(5) 培训对象:①从事矿山救援工作的专业、辅助救护人员;②从事矿山救援工作的管理人员;③从事矿山救护培训工作的师资人员。

(6) 矿山救护人员的培训时间要求:①矿山救护大队长、中队指挥员初任培训时间为1个月;②矿山救援管理人员培训时间为15天;③矿山救护小队长培训时间为45天;④新矿山救护队员培训时间为3个月;⑤新招收的辅助救护队员培训时间为45天;⑥矿山救护大、中队指挥员,每2年接受15天的再培训;矿山救援管理人员,每年接受10天的再培训;小队长、队员、辅助救护队员,每年必须接受15天的再培训。

(7) 安全生产监督管理总局矿山救援指挥中心负责对矿山救护大队指挥员、大队战训科的管理人员、中队长、中队技术负责人和矿山救护师资人员的培训考核、发证工作。省级矿山救援机构负责对本行政辖区内矿山救护队副中队长、小队长、救护队员和辅助队员的培训考核、发证工作。

(8) 矿山救护队指挥员以及其他接受矿山救护培训的人员经考核合格后,由考核部门颁发矿山救护培训合格证书。矿山救护合格证书的有效期为2年。

(9) 矿山救护队各级指挥员、救护队员以及各煤矿企业辅助救护队员必须经过培训

并取得合格证书后才能从事矿山救护工作。

(10) 省级矿山救援机构依照法律、法规和本规定, 加强对矿山救护培训工作的监督管理, 负责对矿山救护人员的矿山救护培训和持证上岗情况进行监督检查。

(11) 省级矿山救援机构每年 1 月 10 日前, 将上年度矿山救护培训总结、考核、发证及持证上岗等情况及本年度矿山救护培训计划, 上报安全监管总局矿山救援指挥中心。

四、《矿山救护质量标准化考核规范》

该规范对原《矿山救护质量标准化考核规范》进行了修改, 将以 AQ 标准发布。

《矿山救护队质量标准考核规范》是矿山救护队开展队伍建设的基本标准, 是检验、落实执行《煤矿安全规程》、《矿山救护规程》(待颁发) 和有关法律、法规的具体规定和标准, 是检验和考核矿山救护工作的重要尺度, 是煤矿矿井质量标准化建设的重要组成部分。

本标准起草单位是国家安全生产监督管理总局矿山救援指挥中心, 参加单位是山东煤矿安全监察局、中国安全生产科学研究院。

(一) 编制依据

《矿山救护质量标准考核规范》的编制依据是《矿山救护队资质认定管理规定》(国家安全生产监督管理总局第 2 号令)、国家安全生产监督管理总局《2005 年制修订安全生产行业标准项目计划》(安监司办字[2005]11 号)。

(二) 编制背景与目的

随着我国经济快速发展, 安全生产已经成为建设和谐社会的重要内容, 安全发展构成了我国“十一五”发展重要组成部分。我国经济建设快速发展对应急救援工作提出了新的挑战, 完善应急救援体系建设, 加强应急救援队伍管理是我们面临的新课题。矿山应急救援队伍是我国安全生产和应急救援体系建设的重要力量, 矿山救护队在我国的安全生产和应急救援工作中发挥了重要的作用, 做出了重大贡献。仅 2005 年, 在全国矿山应急救援工作中就成功救出 1664 名遇险矿工; 2006 年 1~11 月, 成功救出 1157 名遇险矿工, 同时有 12 名矿山救护队指战员在救援工作过程中献出了宝贵的生命。另外, 由于有些企业救援组织不健全, 没有专业救援人员, 不懂救援常识, 在灾害抢救中盲目施救, 仅 2006 年 1~8 月, 就造成事故扩大死亡 95 人, 其中有 59 人是盲目施救死亡。因此, 加快矿山救护队质量考核规范的制定, 规范救护队的建设和管理尤为迫切。

《矿山救护队质量考核规范》也是为适应我国矿山安全生产形势和应急救援体系建设的现实和发展需要而编制的, 它结合科学技术的快速进步和安全生产法制建设不断完善的客观实际, 总结矿山救护工作和救护队伍建设的经验, 融入先进的救护理念、技术措施和管理方法, 在矿山救护队伍的人员、装备、设施、管理、训练、培训等方面提出科学、全面的标准, 以规范和指导矿山救护队伍的标准化建设, 提高矿山事故的应急救援水平, 为我国矿山安全生产服务。

(三) 编制具体说明

1. 规范制定原则

(1) 以国家有关政策、法律、法规、标准为依据, 与《煤矿安全规程》、《金属非金属矿山安全规程》等安全生产有关规章、标准相一致。

(2) 满足现实工作的要求, 适应新的发展形势, 体现矿山救援新技术和管理水平, 具有权威、科学、实用、全面等特点, 作为强制性的安全生产行业标准, 适用于各类煤矿及金属非金属矿山救护队伍质量考核建设。

(3) 标准的制定必须吸收安全监管部门、行业管理部门、矿山企业、科研院校, 特别是救护队基层指战员的意见和建议, 由各方面相关专家组成起草小组, 充分体现标准的代表性和广泛性, 并具有实际指导意义和可操作性。

2. 适用范围

该规范规定了矿山救护大、中队质量考核达标标准及评定办法, 适用于矿山救护大、中队开展质量考核达标活动。

3. 涉及的主要内容

该规范主要规定了矿山救护队质量考核达标标准。结构设置有: ①范围; ②规范性引用文件; ③术语和定义; ④一般规定; ⑤矿山救护大队质量考核标准及评定办法, 包括组织机构、技术装备与设施、救护培训和综合管理; ⑥矿山救护中队质量考核标准及评定办法, 包括救护队伍及人员、救护培训与训练、救护装备(包括维护保养)与设施、业务技术工作、救护准备、医疗急救、一般技术操作、综合体质、军事化(风纪、礼节、队容)、综合管理共 10 项。考核总分数为 100 分。

矿山救护队实行军事化管理, 队伍编制分为大队(独立中队)、中队、小队。矿山救护中队是独立作战的基层单位, 为此《矿山救护队质量标准化考核规范》以矿山救护中队为基本考核单元, 确定特级、一级、二级、三级 4 个等级。确定等级的分数为:

(1) 特级: 总分 90 分以上(含 90 分)。

(2) 一级: 总分 85 分以上(含 85 分)。

(3) 二级: 总分 80 分以上(含 80 分)。

(4) 三级: 总分 75 分以上(含 75 分)。

质量考核 75 分以下, 必须限期整改。

矿山救护队质量考核划分是为了更好的量化、规范救护队管理, 提高矿山救护队的质量。为了整体提高矿山救护队作战能力, 在有些项目中严格了标准, 提高了门槛。如: 对救护大队长提出了更高的要求, 由原来的从事井下工作不得少于 3 年, 提高到不得少于 5 年, 并提出了“大队长应具有大专以上学历, 大队总工程师应具有大专及以上学历并具有中级及以上职称”和“必须能够佩戴氧气呼吸器”的要求; 在救援技术装备与设施和综合管理方面提出了新的标准, 目的是体现大队管理和救援的双重作用, 因此分别设定了 14 分和 12 分, 在分数设置中占有了比较大的比例。

五、《矿山救护规程》

(一)《煤矿救护规程》的历史沿革

现制定的《矿山救护规程》是在煤炭生产系统的《煤矿救护规程》基础之上制定的。建国初期, 我国煤矿没有专门的矿山救护法规, 只是在 1951 年和 1955 年颁布的《煤矿技术保安试行规程》和《煤矿和油页岩页岩保安规程》中, 对矿山救护队的性质、任务等作了一些规定。

1949 年, 我国东北的抚顺、阜新、辽源 3 个煤矿, 在辅助队的基础上, 首先建立了

专职矿山救护队。接着,其他煤矿也纷纷组建,矿山救护队的发展速度很快。为了搞好救护队的组建工作,统一救护队的战斗行动,煤炭工业部借鉴苏联煤矿救护工作的经验,于1953年和1956年颁布了《中国煤矿军事化矿山救护队试行规程》和《煤矿军事化矿山救护队战斗条例》。这是我国煤矿最早的两个矿山救护专业法规。对矿山救护队的战备工作、指战员职责、装备的战术性能、通信和抢险救灾行动以及后方勤务工作等,都作了详细而明确的规定。

1961年,煤炭工业部在制定、颁发的《煤矿保安暂行规定》中,对矿山救护队又作了明确规定:“各矿务局和正在建井的新矿区,都要有军事化矿山救护队的组织,由矿务局局长(基建局长)或总工程师领导。各省(区)煤炭管理局(厅)要指定交通方便、地点适中、设备完善和技术较强的军事化矿山救护队作全省(区)的机动救护队。”还规定:“各个生产矿井要组织不脱产的辅助救护队,由矿长或矿井总工程师领导。”

1978年11月2日,煤炭工业部颁发了《煤矿救护队工作条例》和《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》。《煤矿救护队工作条例》对矿山救护队的性质、任务、组织、指战员职责、教育与训练、战斗行动、处理事故的技术规定、装备、日常管理 etc. 作了简要而明确的规定;《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》是检查矿山救护队战斗准备和战斗力的依据。《煤矿救护队工作条例》和《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》,是在总结新中国成立以来建设矿山救护队正反方面经验的基础上制定的,是我国煤炭工业第2次制定、颁发的矿山救护专业法规。《矿山救护队工作条例》执行了将近10年,它对于加强救护队的建设,提高救护队的战斗力,搞好煤矿安全生产,发挥了重要作用。

1986年2月15日,煤炭工业部制定、颁布了《煤矿安全规程》(1986年版),并于1986年7月1日开始执行。在这个规程中,第1次把“矿山救护”列为一章,并作了一些新的规定:“矿山救护大(中)队由矿务局局长(矿长)领导”;“矿山救护大、中队长应由熟悉矿山救护业务,具备中专以上文化程度,能够佩戴氧气呼吸器、从事矿山救护工作不少于三年,并经煤炭工业矿山救护队长培训中心培训取得合格证的人员担任”;“矿井发生重大事故后,必须立即成立抢救指挥部”;“矿长任总指挥”等。

1987年,煤炭工业部组织对《矿山救护队工作条例》进行了修改和充实,形成3个独立的部门规章,即《煤矿救护规程》、《军事化矿山救护队战斗行动准则》和《军事化矿山救护队管理办法》。煤炭工业部分别于1987年7月和9月颁布,自1987年12月1日开始执行。这是我国煤炭工业第3次制定、颁发的矿山救护专业法规。《煤矿救护规程》对矿山救护队的性质、组织、任务、职责、救护工作、装备、教育与训练、管理等作了明确规定,是矿山救护队加强建设的法规;《战斗行动准则》对矿山救护队的战备、作战时指战员职责、处理各类事故时的行动原则等作了较详细的规定,是处理矿井事故的准则;《管理办法》对军事化队容、风纪、礼节以及预防检查、日常管理工作等作了具体规定,是矿山救护队加强管理工作的依据。为保证上述3个部门规章的执行,煤炭工业部于1988年1月20日颁发了《军事化矿山救护队验收标准及评定办法》和《矿山救护队军事训练教范》并从1988年3月1日执行。实践证明,全面贯彻、落实这3个矿山救护部门规章,对于加强矿山救护工作,促进军事化矿山救护队的建设,提高救护队的管理、装备、技术水平和作战力,产生了巨大的影响。

1992年以后,我国及煤炭系统相继颁布了《中华人民共和国矿山安全法》、《煤矿安

全规程》(1992年版)、《关于加强煤炭行业矿山救护工作的决定》。为此,煤炭工业部组织,以上述法规为依据,对1987年颁发的三个矿山救护部门规章进行修改,并于1995年7月24日颁布了《煤矿救护规程》(1995年版)。近年由于我国救援体系的改革,煤矿矿山救护队的救护范围要扩大到非煤矿山企业,所以我国煤炭工业第4次制定、颁发的矿山救护专业法规改名为《矿山救护规程》。

(二)《矿山救护规程》的编制说明

近期编制的《矿山救护规程》是以标准形式制定的,将以AQ标准发布。该规程是为了指导和规范矿山应急救援工作,使其适应当前的矿山安全生产工作需要,加强队伍建设、规范技术标准、提高队伍素质、增强救援能力,根据国家安全生产监督管理总局《关于下达〈2004年制修订安全生产行业标准项目计划〉的通知》(安监管政法字〔2004〕121号),由国家安全生产管理监督总局矿山救援指挥中心承担组织编写的。

1. 编制依据

《矿山救护规程》是以《中华人民共和国安全生产法》、《中华人民共和国矿山安全法》、《煤矿安全规程》、《金属非金属矿山安全规程》等国家有关安全生产的法律、法规、规程和标准为依据制定的。标准编制过程中还参考了正在起草的《安全生产应急管理条例》。

2. 编制背景与目的

(1)是提高矿山救援整体能力、适应矿山生产建设救援工作需要。随着我国经济快速发展,强化各种灾变事故的预防和救援工作已经成为社会十分关注和我国经济发展中必须解决的重大问题。近年来,矿山企业虽然经过采取一系列措施,安全生产呈现稳定好转势头,但事故总量仍然过大,特别是重特大事故频发的问题尚未得到有效解决。每一起事故的发生,都伴随着矿山应急救援工作的同时展开,如果矿山救援队伍素质高,救援装备水平高,加之救助及时、救助有力,就可以大大减少人员伤亡和财产损失;反之就没有效果甚至扩大事故。为保证能够实现安全、快速、有效地实施矿山安全生产和建设事故应急救援,保护矿山职工和救援人员的生命安全,减少人员伤亡和财产损失,必须规范矿山救护工作、提高救援能力。

(2)是适应救援管理体制发展的需要。我国政府十分重视矿山应急救援工作。国务院明确了总局在组织、指导和协调矿山救护及其应急救援工作方面的职责,总局党组把矿山应急救援列为“六个支撑体系”建设的重要内容,批准了矿山应急救援体系建设方案,组建了矿山救援指挥中心,使矿山救护工作进一步得到加强。目前已经按国家、区域、地方和矿山企业组建了四级应急救援机构和队伍,初步形成了分级管理、统一指挥、职责明晰、协同作战的矿山救援网络;同时修订和制定了矿山救护队资质认定和培训等诸多规定。但目前这些规定仅是一些专业规定,还不能对整个矿山救援体系依法进行管理,不能适应矿山救护以及承担社会化救援的需要。实现整个矿山救援队伍规范化、标准化管理和适应新的管理体制的需要,目前急需出台一部矿山救护规程。这也是全国矿山企业和广大救护指战员的迫切愿望。

(3)是提升《矿山救护规程》的权威性和法律地位的需要。矿山救护队不仅要满足本企业的安全救援需要,同时要承担其他相关行业和领域事故灾难救援的公益事业。矿山救护队应做到一旦灾害发生,拉得出、冲得上、打得赢、靠得住。这就要求必须加强军事

化管理,用标准来规范队伍的建设、技术、战术等。因此,不仅需要有一个矿山救护规程保障,也需要使救护规程有一定权威性。目前把《矿山救护规程》提升为标准来制定颁发,必然会提高其权威性,因此是非常必要的。

目前世界各主要采煤国家(如俄罗斯、波兰等)都有专门的《矿山救护规程》,美国用联邦法典的形式对矿山救护作出法律规定。

(4)是适应矿山救护技术和装备发展的需要。与发达国家相比,我国矿山救护队伍的装备相对不足,性能也相对落后。近几年来,随着矿山救援体系建设的不断推进,各矿山救护队的基础设施和技术装备逐步得到完善。矿山企业和各级政府增加救护装备投入,为矿山救护基地配备了先进的救灾技术装备,如分析化验车、正压呼吸器、灭火装备、灾区通信设备及检测仪器、仪表等。因此,通过标准的制定,把当前先进的矿山救护技术和装备纳入其中,有利于提高全国矿山救护队伍装备水平和救援能力。

3. 编制的指导思想和原则

《矿山救护规程》编制工作在国家安全生产监督管理总局、国家煤矿安全监察局和国家安全生产应急救援指挥中心的直接领导下,认真贯彻国家有关安全生产的方针、政策和法律、法规、标准;坚持“安全第一、预防为主、综合治理”方针的指导思想,坚持“管理、装备、培训并重”的原则,充分体现落实各级政府和矿山企业的安全生产责任;积极预防、关口前移;推进科学技术进步;总结经验教训,遵循矿山安全生产客观规律;适应体制改革和市场经济实际,保障整个矿山行业的矿山抢险、救灾、救援工作需要,促进矿山安全生产工作稳定健康发展。其具体原则如下:

(1)贯彻落实国家有关矿山行业救援工作的法律、法规、标准及安全生产方针、政策的具体实施要求,充分体现矿山救护工作有法可依、有标可循,提高法律意识,增强法治观念。

(2)《矿山救护规程》中的所有规定,尊重矿山安全生产的客观规律,并以历史经验教训和科学试验为依据。

(3)从矿山安全生产实际情况出发,吸取国际矿山救护先进技术,具有现实的指导意义。

(4)对矿山灾害预防与处理计划或矿山事故灾难应急预案、救护队的组织建设、队伍建设、救护管理、装备与设施、培训与训练、预防性检查、抢险救灾、医疗急救等工作进行全员、全过程、全方位规范。

4. 《矿山救护规程》的主要内容和适用范围

《矿山救护规程》共有10章适用范围、规范性引用文件、术语和定义、总则、矿山应急救援组织、矿山救护队的军事化管理、矿山救护队的装备与设施、矿山救护队培训与训练、矿山事故应急救援一般规定和矿山事故救援。

各主要章节的具体内容如下:

(1)矿山应急救援组织:矿山救护队伍的组成与任务和矿山救护队指战员的条件与职责。

(2)矿山救护队的军事化管理:日常工作的规范管理、技术装备管理、内务管理、后勤管理、劳动保障、矿山救护队标志及队容、风纪、礼节。

(3)矿山救护队的装备与设施:矿山救护大队(独立中队)、矿山救护中队、矿山救

护小队、兼职矿山救护队、矿山救护队指战员（含兼职救护队）及矿山救护队的基本技术装备。

（4）矿山救护队培训与训练：矿山救护队培训和矿山救护队训练规定。

（5）矿山事故应急救援一般规定：矿山救护程序、矿山救护指挥、矿山救护保障和灾区行动的基本要求。

（6）矿山事故救援：煤矿事故救援、非煤矿山事故救援、安全技术工作和医疗急救。

《矿山救护规程》适用于中华人民共和国境内矿山企业、矿山救护队伍及管理部门，不适用包括石油和天然气、液态矿等。

复 习 思 考 题

1. 目前我国法律法规体系的主要组成有哪些？
2. 安全生产相关法律法规包括哪几类？
3. 国家法律法规对应急救援工作做了哪些特别规定？
4. 国家安全生产监督管理局围绕矿山应急救援工作颁发了哪些重要规章？
5. 《矿山救护队质量标准化考核规范》和《矿山救护规程》涉及的内容和适用范围是什么？

第二章 煤矿矿井开采基础知识

第一节 矿井地质基本知识

一、煤层

(一) 煤层形态

煤层是由古代植物遗体沉积生成的，一般呈层状分布，因受地壳运动的影响，一些煤层赋存形态发生了变化。其赋存形态可分为3类：①层状煤层：层位稳定，具有显著的连续性，厚度基本稳定或有一定的规律变化；②似层状煤层：形状像藕节、串珠或瓜藤等，层位有一定的连续性，厚度变化较大；③非层状煤层：层位连续性差，形状像鸡窝或扁豆状，常出现大范围尖灭。开采层状煤层比较方便，而开采非层状煤层常有一定的困难。

(二) 煤层结构

由于各种原因，在煤层中有时含有厚度较薄层的岩层，被夹在煤层中的岩层称作夹矸层或夹石。根据煤层中有无稳定的夹矸层，可将煤层分为两类：简单结构煤层和复杂结构煤层。简单结构煤层不含稳定的层状夹石，但仍然可能夹有不少较小的矿物质透镜体或结核。复杂结构煤层含夹矸层少者1~2层，多者可达几层。由于夹矸层的存在，不仅使煤的灰分增高，而且会给机械化开采带来一定困难。

(三) 煤层厚度

煤层厚度差异很大，薄者几厘米（属不可采煤层），厚者可达几十米或百余米；有时会出现分岔或尖灭。煤层的厚度是确定采煤方法的主要因素之一。

煤层厚度及其变化对采矿技术的应用影响很大，一般根据煤层厚度对煤层加以分类，见表2-1。

表2-1 煤层厚度分类

| 煤 层 | 露天开采 | 地下开采 |
|------|---------------|---------------|
| 薄煤层 | 最小可采厚度 < 3.5m | 最小可采厚度 < 1.3m |
| 中厚煤层 | 3.5 ~ 10.0m | 1.3 ~ 3.5m |
| 厚煤层 | > 10.0m | > 3.5m |

在生产工作中，习惯上将厚度大于6m的煤层称为特厚煤层。

从全国已探明的煤炭储量和已开采的煤层看，薄煤层较少，中厚煤层和厚煤层占有较大比重。

(四) 煤层的顶板和底板

煤层顶板是指位于煤层上方的岩层。根据煤层顶板岩层的具体位置、岩性、厚度以及采煤时顶板变形特征和垮落难易程度,可将顶板分为伪顶、直接顶、基本顶。

(1) 伪顶。指直接覆盖在煤层之上的薄层岩层。岩体多为碳质页岩或碳质泥岩,厚度不大,一般为几厘米至几十厘米。它极易垮塌,具有随采随落的特点。

(2) 直接顶。位于伪顶之上或直接在煤层上的岩层。岩性多为粉砂岩或泥岩,厚度为1~2m。它不像伪顶那样容易垮塌,但经人工放顶后较易垮落。直接顶垮落后都充填在采空区内。

(3) 基本顶,又称“老顶”,位于直接顶之上的岩层。岩性多为砂岩或石灰岩,一般厚度较大,强度较高。基本顶岩层一般在采煤后较长期才自行垮落或发生缓慢下沉。基本顶岩层的垮落往往引起采煤工作空间及其周围较大的压力的变化。

值得注意的是,并不是每个煤层都可分出上述3种顶板,有的煤层可能没有伪顶。

煤层底板是指位于煤层下方的岩层。底板分为直接底和基本底两种。

(1) 直接底,指煤层之下与煤层直接接触的岩层。岩性以碳质泥岩最为常见,厚度不大,常为几十厘米。有的直接底遇水膨胀,容易发生底鼓现象,致使巷道遭到破坏。

(2) 基本底,又叫“老底”。指位于直接底之下的岩层。岩性多为粉砂岩或砂岩,厚度较大。有的煤矿往往将一些永久性巷道布置在基本底中,这样有利于巷道的维护。

(五) 煤层的产状

煤层原始生成时呈水平状态,由于地壳运动,煤层及岩层由水平状态变成为倾斜或弯曲状态。煤层的赋存状态和位置通常用产状要素来表示。煤层产状要素是指煤层的走向、倾向和倾角(图2-1)。这三个要素能表示出煤层在空间的位置。

煤层层面与水平面的交线叫走向线,走向线的方向就叫走向。在煤层层面上与走向线垂直的线叫倾斜线,倾斜线在水平面投影的方向叫倾向。煤层层面与水平面的夹角叫倾角。

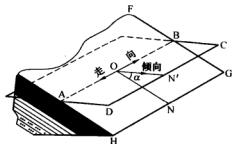


图2-1 煤层产状要素

AOB—走向线; ON—倾斜线; ON'—倾向线; α —倾角

煤层的倾角在 $0^\circ \sim 90^\circ$ 之间变化。根据目前开采技术,我国按倾角将煤层分为4类:

- (1) 近水平煤层。地下开采时倾角 8° 以下的煤层;露天开采时倾角 5° 以下的煤层。
- (2) 缓倾斜煤层。地下开采时倾角 $8^\circ \sim 25^\circ$ 的煤层;露天开采时倾角 $5^\circ \sim 10^\circ$ 的煤层。
- (3) 倾斜煤层。地下开采时倾角 $25^\circ \sim 45^\circ$ 的煤层;露天开采时倾角 $10^\circ \sim 45^\circ$ 的煤层。
- (4) 急倾斜煤层。地下或露天开采时倾角在 45° 以上的煤层。

一般情况下,倾角小的煤层开采比较容易,倾角大的煤层(如急倾斜煤层)开采就比较困难,特别是机械化开采的实行就更为困难。

二、矿井地质构造

矿井地质构造的形态多种多样,较为常见的有褶皱、单斜、断裂、冲蚀、岩溶塌陷和

岩浆侵入等。在影响煤矿生产的诸多地质因素中，地质构造占主导地位。

(一) 褶皱构造

由于地质作用的影响，使煤层或岩层发生变形而形成一系列波状弯曲，但仍保留着煤层或岩层连续完整性的构造形态，称为褶皱构造（图 2-2）。煤层或岩层褶皱构造中的每一个弯曲部分为一个基本单位，称褶曲，其中，煤层和岩层向上凸起的部分称作背斜（图 2-3），向下凹陷的部分称作向斜（图 2-4）。在自然界中，背斜和向斜在位置上往往是彼此相连的。



图 2-2 褶皱构造

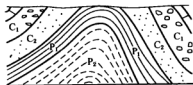


图 2-3 背斜



图 2-4 向斜

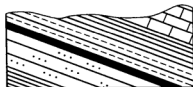


图 2-5 单斜构造

(二) 单斜构造

当一个向斜构造或背斜构造的范围较大时，它的每一翼又称为单斜构造（图 2-5）。所以说，单斜构造也是褶皱构造的一部分。不少矿井只开采煤层的单斜部分。

(三) 断裂构造

岩层受地质作用力后，岩石发生形变，其连续完整性遭到破坏，这种岩石形变总称为断裂构造。

断裂面两侧的岩层没有发生明显相对位移的断裂构造称为裂隙或节理。

断裂面两侧的岩层发生明显相对位移的断裂构造，称为断层。断层规模变化很大，小的断层延伸仅有几米，相对位移不过几厘米；大的断层可延伸数百余米至数千余米。

断层基本组成部分的总称为断层要素，它是用以描述断层空间几何形态特征的几何要素，包括断层面、断层线、交面线、断盘、断距等，如图 2-6 所示。

(1) 断层面。岩层断裂位移时，相对滑动的断裂面。

(2) 断盘。断层面两侧产生相对位移的岩体称为断盘。如果断层面为倾斜时，通常将断层面以上的断盘称为上盘，断层面以下的断盘称为下盘。

(3) 断距。断层的两盘相对位移的距离。断距可分为垂直断距（两盘相对位移垂直距离）和水平断距（两盘相对位移水平距离），如图 2-7 所示。

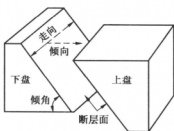


图 2-6 断层要素

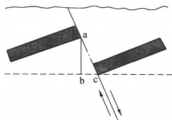


图 2-7 断层示意图

ac—垂直断距；bc—水平断距

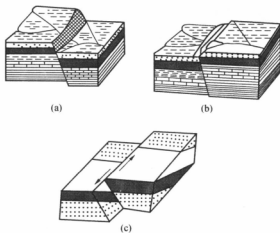


图 2-8 断层的几种类型

a—正断层；b—逆断层；c—平推断层

根据断层两盘相对运动的方向，断层可分为以下 3 种类型，如图 2-8 所示。

- (1) 正断层。上盘相对下降，下盘相对上升。
- (2) 逆断层。上盘相对上升，下盘相对下降。
- (3) 平推断层。断层两盘沿水平方向相对移动。

根据断层走向与岩层走向的关系可分为：

- 走向断层——断层走向与岩层走向平行；
- 倾向断层——断层走向与岩层走向垂直；
- 斜交断层——断层走向与岩层走向斜交。

断层在矿区分布很广，其形态、类型繁多，规模大小不一。一般将落差大于 50m 的称为大型断层，落差在 20 ~ 50m 之间的称为中型断层；落差小于 20m 的称为小型断层。断层对煤矿安全生产威胁很大，因此，在地质勘探和生产过程中必须对断层的位置、产状要素进行详尽的了解和掌握。

(四) 冲蚀

由于古河流在泥炭层或含煤地层中流过使已形成的煤层厚度发生变化或成了无煤带，称为冲蚀，又称煤层冲刷。根据古河流发育时期的早晚，冲蚀作用可分为同生冲蚀和后生冲蚀两种。

同生冲蚀发生在泥炭物质堆积过程中，即成煤过程中，顶板形成以前，是发育在泥炭沼泽中的河流冲蚀。冲蚀带中以砂岩为主，并常夹杂煤的小碎块。这种冲蚀作用的最大特点是冲蚀带沉积物与煤层有共同的顶板，如图 2-9a 所示。

后生冲蚀是发生在煤层顶板形成后（成煤之后）。其规模要比同生冲蚀大得多。它不仅冲蚀了煤层，同时也冲蚀了煤层的顶板，甚至连底板也被破坏，如图 2-9b 所示。冲蚀带很宽，延续很长。因此，常造成无煤带或煤层变薄带，给煤层开采带来许多困难。

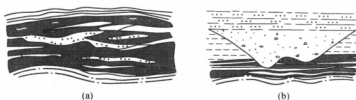


图 2-9 冲蚀构造

a—同生冲蚀；b—后生冲蚀

(五) 岩溶塌陷

当煤层下部有可溶性的石灰岩、白云岩，经地下水强烈溶蚀，形成空洞，从而引起上覆岩层失稳，向溶蚀空间冒落、塌陷，引起上覆煤层和岩层垮落，从而破坏了煤层的完整性，通常称为陷落柱。陷落柱发育区，常使煤层遭受到不同程度的破坏，给煤矿开采造成危害，严重的可使部分煤层失去开采价值。在水文地质条件复杂的矿井，陷落柱是地下水的良好通道，易造成大型水灾。

(六) 岩浆侵入

由于地质作用，使岩浆侵入煤层（俗称火成岩侵入），使煤层全部或部分遭到破坏。在矿井中常见的有岩墙和岩床等小型侵入岩体。

岩浆侵入煤层，破坏煤层的连续性、完整性，减少煤炭储量，并可使煤质变差，降低煤的工业价值。同时，侵入岩体硬度大，妨碍采掘工程顺利进行。

三、矿图

(一) 矿图的种类

矿图的种类很多，生产矿井必备的图纸一般分为两大类：一类是矿井测量图；另一类是矿井地质图。

矿井测量图是根据地面和井下实际测量的资料绘制的，随采掘情况不断变化，逐步测量并填绘。它主要反映矿井地面的地貌、地物情况，井下各种巷道的空间位置关系，煤层产状和各种地质构造，井下采掘工作面及井上、下相对位置关系等情况。

矿井地质图一般是在勘探工程和井巷采掘工程的布置情况及其相关的矿井测量图的基础上,将现场编录及生产勘探取得大量地质原始资料,经过分析研究及综合整理,编制出反映全矿煤层产状、煤层空间分布、地质构造、水文地质、瓦斯地质等情况,也称为矿井地质图件。它是编制矿山设计、制订生产计划、指导采掘生产及矿产储量管理等的依据。

矿井的地质图和测量图有着密切的联系,如果没有矿井测量图,矿井地质图就难以绘制;反之,矿井测量图不根据矿井地质图填绘可靠的地质资料,就说明不了煤层埋藏的真实情况,因而将降低矿井测量图的实际效用。

为满足生产,保证安全,在矿井地质图和矿井测量图的基础上,还需要绘制许多图纸。因此,《煤矿安全规程》规定,一个矿井必备以下 11 种图纸,突出矿井还要编制矿井瓦斯地质图。

- (1) 矿井地质和水文地质图。
 - (2) 井上、下对照图。
 - (3) 巷道布置图。
 - (4) 采掘工程平面图。
 - (5) 通风系统图。
 - (6) 井下运输系统图。
 - (7) 安全监测装备布置图。
 - (8) 排水、防尘、防火注浆、压风、充填、抽放瓦斯等管路系统图。
 - (9) 井下通讯系统图。
 - (10) 井上、下配电系统图和井下电气设备布置图。
 - (11) 井下避灾路线图。
- (二) 常用矿图的识读

矿图是矿井地面和井下实际存在的反映,是根据测量成果,按一定比例尺和国家统一的矿图图例符号绘制而成。因此,无论绘制还是应用矿图,首先要熟悉和掌握有关矿图的一些基本知识,熟悉矿图图例和比例尺,掌握矿图上点的坐标(如点位、标高),直线方向的绘制等。

1. 图例

矿图图例如图 2-10 所示。

2. 矿图比例尺

矿图比例尺就是矿图图纸上的线段长度与实际相应线段水平长度之比。比例尺的表示方法常用的有数字比例尺和图示比例尺(如 1:500、1:1000 等)。

3. 点的空间位置

(1) 点的平面位置。地面点的位置,常用平面直角坐标来表示。它是由两条相互垂直的直线构成的。南北方向为纵坐标轴 $0x$,东西方向为横坐标轴 $0y$,两直线的交点 0 称坐标原点。在平面直角坐标 $x0y$ 上,一点的位置可以用该点相对于坐标轴的距离来表示,称为该点的坐标,如图 2-11 所示,一号井井口在 $0x$ 轴方向的距离为 3250m,用字母 x 表示,在 $0y$ 轴方向上的距离为 4750m,用字母 y 表示。这样,一号井井口的平面坐标是: $x=3250$, $y=4750$ 。

| 图 例 | 名 称 | 图 例 | 名 称 |
|-----|-------|-----|---------|
| | 立 井 | | 进风流方向 |
| | 暗立井 | | 回风流方向 |
| | 斜 井 | | 水闸门 |
| | 平 硐 | | 等高线 |
| | 煤 巷 | | 向斜轴 |
| | 岩 巷 | | 背斜轴 |
| | 砌碛巷道 | | 正断层 |
| | 喷锚巷道 | | 逆断层 |
| | 木支架巷 | | 平移断层 |
| | 裸体巷道 | | 逆掩断层 |
| | 井底斜煤仓 | | 走向倾斜 |
| | 风 桥 | | 断层上盘交面线 |
| | 风 门 | | 断层下盘交面线 |
| | 密 闭 | | 积水区 |
| | 隔风墙 | | 陷落柱 |

图 2-10 矿图图例

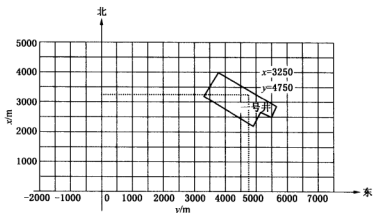


图 2-11 点的坐标

对于任何一个测量区，都可以自行选择坐标原点的位置，或者采用国家规定统一坐标系。

(2) 点的标高。在平面直角坐标系中，空间某点的标高投影是由点的平面坐标 (x , y) 与点的高程 (z) 决定的。以大地水准面 (我国以青岛黄海平面为准) 作为计算高低的标准，该点到大地水准面的垂直距离叫该点的标高。高于水准面的是正数，低于水准面的是负数。如图 2-12 所示的一号井井口高于水准面 173m，标高是 +173m，用字母 z 表示。这样，一号井的 3 个轴的坐标是： $x = 3250$, $y = 4750$, $z = +173$ 。

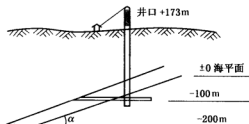


图 2-12 标高示意图

点的空间位置采用 3 轴坐标 (x , y , z) 就完全表示出该点在地球上的相对位置，不但可以在矿图上画出来，还可以用测量方法在地面 (或井下) 定出该点位置。

4. 直线方向

在矿图中，直线的方向是用方位角来表示的。方位角是由标准方向线 (指北线) 北端，顺时针量到该直线的夹角。为了计算方便，常用方位角换算象限角。象限角是由标准方向线按顺时针或逆时针量到某一直线所夹的锐角。

方位角用 α 表示，由 $0^\circ \sim 360^\circ$ ，象限角用 α_1 , α_2 , α_3 和 α_4 ，I、II、III、IV 表示 4 个象限。如图 2-13 所示直线的方位角和象限角。

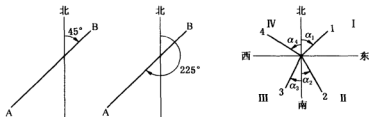


图 2-13 直线的方位角和象限角

5. 煤层底板等高线图

煤层底板等高线图是反映煤层空间形态和构造变动的重要地质图。煤层底板等高线是用不同高程的水平面与煤层底板的交线来表示，将不同标高的煤层底板等高线用投影的方法，投影到水平面上，按一定比例尺绘出的图纸，称为煤层底板等高线图。

煤层底板等高线图有多种用途，主要表示：

- (1) 煤层产状及其变化情况；
- (2) 井田范围（包括现有生产井、小窑、老采空区的井田范围）；
- (3) 井田边界线、煤层露头线、风化带边界线、煤层尖灭零点边界线、无煤区边界线，穿过本煤层的钻孔、勘探线以及各工程点的编号与标高，见煤钻孔小柱状（表示出煤层结构、厚度及煤质主要化验指标、见煤点煤层底板标高），地质构造线（包括褶曲轴线、断层上下盘断面交线）；
- (4) 岩浆侵入范围界线；
- (5) 陷落柱分布位置及范围；
- (6) 储量分级线、计算地段界线及编号，煤层平均倾角与厚度；
- (7) 地面上的主要河流、铁路及重要建筑物等。

煤层底板等高线图主要用于确定矿井边界，设计井口位置，选择开拓方案，划分开采水平，布置采区和回采工作面，设计和指导施工各种巷道，预留地表和井下重要建筑物的

安全煤柱等的重要依据，也是分析、判断、预测地质构造规律及形态，布置矿井勘探工程，绘制地质剖面图，以及进行储量计算的基础资料。煤层底板等高线图常用的比例尺为 1:5000 和 1:2000。

在煤层底板等高线图上，等高线的延伸方向，就是煤层的走向，其延伸方向和等高线之间的间距变化，反映了煤层的产状变化和地质构造形态，如图 2-14 所示。煤层如果是单斜构造，等高线表现为一组标高不等的平行直线，各等高线之间距离大致相等。等高线越疏表示煤层倾角越缓；等高线越密表示煤层倾角越陡。褶皱构造则表现为一组标高不等的平行曲线。

断层构造在煤层底板等高线图和采掘工程平

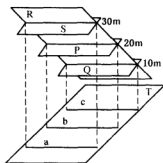


图 2-14 倾斜煤层底板线示意图

R—倾斜煤层底板线；S、P、Q—不同标高水平面；

a、b、c—底板等高线投影；10、20、30—标高值

T—水平面

面上是用断层交面线，即断面与煤层面交线的投影来表示的，如图 2-15 所示。图上两盘符号以点划线表示上盘，叉划线表示下盘。

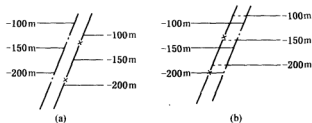


图 2-15 煤层等高线和断层面交线图

a—正断层；b—逆断层

图 2-15a 表示正断层，被正断层错断的煤层底板等高线中断并缺失，缺失的地方，即为无煤带。

图 2-15b 表示逆断层，被逆断层错断的煤层底板等高线并不缺失，而是重复，使煤层底板等高线发生交错重叠现象，重叠部分的上盘等高线为实线；下盘则因被上盘覆盖而以虚线表示。

6. 采掘工程平面图

将开采煤层或开采分层内的采掘工程和地质情况、测量及采矿工程所获得的资料直接绘制而成，用正投影方法投影到水平面上，按一定比例绘出的图纸，称为采掘工程平面图，如图 2-16 所示。

采掘工程图是矿图中最重要的矿图之一，是指挥生产、检查工作的重要依据。图上全面反映地质勘探工程、煤层赋存和主要地质构造情况，测量控制点号及高程，井下主要硃室、采掘巷道布置情况，工程进展情况和工作面相互关系，以及开拓系统和通风运输系统等。

采掘工程平面图反映的范围可大可小，可反映全矿井范围，也可反映某个采区或某个回采工作面。就煤层而言，它可集中反映单一煤层，也可反映煤层群中联合布置的采掘工程。

采掘工程平面图上应绘出煤层底板等高线，各断层的交面线，煤层的风化带、氧化带、变薄带、冲蚀带，火成岩吞蚀区，不可采区，无煤区，井下火区，水淹区，老空区，见煤钻孔和煤层厚度等反应煤层的赋存情况、地质构造形态等地质内容。

采掘方面的内容应绘出截止目前的全部采掘巷道，反映矿井的开拓方式，采区的划分，采区巷道布置，工作面分布等，从而进一步反映出矿井的生产系统。具体内容有：井筒位置（立井、斜井）、井底车场、石门、运输大巷、上下山、人行道、平巷、回风巷、工作面编号、工业广场及巷道保安煤柱、已采区及未采区界限、回采工作面采掘动态等。因而在采掘工程平面图上能一目了然地了解矿井掘进和回采情况，指导安全生产。

采掘工程平面图常用的比例尺为 1:1000 或 1:2000。

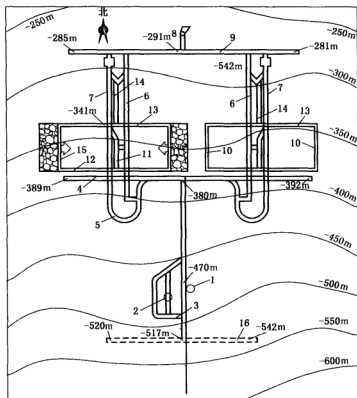


图 2-16 采掘工程平面图

- 1—主井；2—副井；3—井底车场及主石门；4—运输大巷；5—采区下部车场；6—采区运输上山；
7—采区轨道上山；8—边界风井；9—总回风道；10—开切眼；11—区段运输石门；12—区段运输平巷；
13—区段回风平巷；14—区段回风石门；15—采煤工作面；16—运输大巷

煤矿中常用的采掘工程平面图有两种类型：一种是设计图，如井田开拓方式图、水平主要巷道平面图、采区巷道布置图、采煤工作面布置图等；另一种是测量图，如井田煤层采掘工程平面图、采区煤层采掘工程平面图、采煤工作面煤层采掘工程平面图等。两种图纸的不同之处在于前者反映的内容主要着眼于对采掘的全面规划、设计和技术决定；后者则是在前者的基础之上绘制的，其反映的内容着眼于施工的成果或现状，且随着矿井的开采工作的进行，要不断地进行测量、填绘、补充和修改。

7. 采掘工程图的识读

看图步骤如下：

(1) 看标题栏。首先看图的名称，了解这张图是什么图，用什么视图（平面图、剖面图和立体图）表示什么内容，看图的比例尺，数一数坐标方格网数，可大致了解工程巷道的尺寸。

(2) 看图例。通常在下角位有图例和符号意义，熟悉图例，看图时，才能够了解所

表达的内容。

(3) 看煤层的走向和倾斜。判别巷道性质先看图上指北针定出方向。找到煤层等高线,煤层走向垂直等高线的方向就是煤层倾斜。

(4) 根据煤层等高线和地质构造符号,看煤层的产状、构造。根据正、逆断层在平面上的投影知识(前边已叙述)判别正、逆断层。

(5) 从井口到井底车场开始,找出主要石门、水平运输大巷、主要上山、人行道、开拓方式、采煤方法、采区巷道布置、运输和通风系统等。

(6) 对照平面图和剖面图,有些矿井巷道平面图较复杂,纵横交错,上下重叠,不易看出巷道位置关系,这时可以看对应的剖面图。看图时,先找出剖面线位置,然后对照相应的剖面图,就很容易认清巷道的空间位置和关系等。

第二节 矿 井 开 拓

在井田范围内,从地面开掘一系列的井巷(开拓巷道)进入煤层,建立矿井提升、运输、通风、排水和动力供应等生产系统,称为井田开拓。这些用于井田开拓的井下巷道的形式、数量、位置及其相互联系和配合称为矿井开拓方式。

井田开拓的主要内容是:确定井硐的形式、数目和位置,确定水平的数目和标高;划分采区(或盘区);布置井底车场和主要巷道;确定开采程序;处理开拓、准备与回采的关系和矿井延深等问题。

由于煤层特征、地质构造、水文地质、地形各不相同,及技术水平、经济状况等的差异,矿井实际应用的开拓方式复杂多样。一般情况下依据井硐形式、水平数目、煤层内的布置方式等要素对开拓方式进行分类。

一、矿井开采的基本概念

(一) 煤田划分为井田

在地质历史发展过程中,由含碳物质沉积形成的大面积含煤地带称为煤田。因为煤田的范围广、储量大,煤层埋藏特征变化多,若由一个矿井来开采,不但在经济上很不合理,在技术上也会有不少难以克服的困难,所以,在开发煤田时,应有计划、有步骤、合理地煤田划分为若干较小的部分,由若干个矿井来开采。划归一个矿井开采的那一部分煤田称为井田,如图2-17所示。

在煤田划分为井田时,其划分应符合矿区开发的要求,保证各井田均有合理的尺寸和边界,矿井有合理的储量、年产量及服务年限,使煤田各部分都能得到合理的开发。根据《煤炭工业设计规范》的规定,井田沿走向方向的长度为:大型矿井 $\geq 7\text{km}$;中型矿井 $\geq 4\text{km}$;小型矿井 $\geq 1.5\text{km}$ 。

(二) 矿井储量、年产量及服务年限

矿井储量是指矿井范围内的煤炭埋藏量。矿井储量是进行矿井设计和矿井建设的依据,是确定矿井生产能力的主要因素,由地质勘探部门提供。

矿井设计年产量又称为矿井年生产能力,是指矿井在一年内所能生产煤炭的数量。按照国家现行《煤炭工业技术政策》的规定,根据年产量的不同,矿井分为特大、大、中、

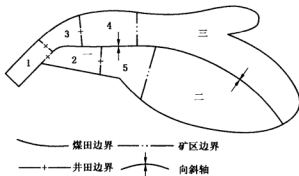


图 2-17 煤田划分为井田及矿区
一、二、三—矿区；1、2、3、4、5—井田

小 4 种类型，每种类型有若干等级的年产量组成。

特大型矿井：指生产能力为 300、400、500 万 t/a 及 500 万 t/a 以上的矿井；

大型矿井：指生产能力为 120、150、180、240 万 t/a 的矿井；

中型矿井：指生产能力为 45、60、90 万 t/a 的矿井；

小型矿井：指生产能力为 9、15、21、30 万 t/a 的矿井。

矿井年产量的大小是煤矿生产建设中的重要指标。它不仅关系到基本建设的规模大小和投资的多少，而且在一定程度上综合地反映了矿井整个生产期间的技术经济面貌。一般地说，对储量丰富、埋藏浅、构造简单、开采技术条件好的井田，应建设大型矿井。煤层埋藏不稳定、地质构造复杂、储量不很丰富的井煤田及不宜建设大型矿井的地方，可建设中、小型矿井。

（三）井田再划分

煤田划分为井田后，每一个井田的范围仍然比较大。井田的储量可供开采数十年，甚至百余年。在这样大的范围内，为了有计划地按照一定的顺序进行开采，必须把井田划分为若干更小的部分，这就是井田再划分。

1. 井田划分为阶段或盘区

根据煤层倾角的不同，井田再划分一般有两种方法。

1) 井田划分为阶段

当开采倾斜、急倾斜和部分缓倾斜煤层时，通常沿煤层倾斜方向，按预定的标高将井田划分为若干长条形部分，每一个长条形部分称为阶段，如图 2-18 所示。阶段与阶段之间是以水平面分界，分界面又称为水平。水平用标高来表示，如图 2-18 中的 ± 0 、-150、-300 等水平。阶段沿倾斜方向的长度称为阶段斜长。阶段上部与下部分界面间的垂直高度称为阶段高度或阶段垂高。阶段走向长度为井田走向长度，每个阶段均有独立的生产系统，阶段下部边界开掘有阶段运输（兼进风）大巷，上部开掘有阶段回风大巷。

布置有主要运输大巷和井底车场，并担负该水平开采范围内的主要运输和提升任务的水平，称为开采水平。阶段的开采顺序一般是由上而下依次进行，当开采第二阶段时，第一阶段的运输水平就变为第二阶段的回风水平。

在倾角较小（多为 16° 以下）的煤层中，可以在两个阶段的分界面上布置井底车场和阶段运输大巷，建立开采水平。利用这个开采水平既采上山部分（即开采水平以上）的煤层，也采下山部分（即开采水平以下）的煤层。这时一个开采水平开采两个阶段，如图 2-19 所示。在倾角较大时（多为 16° 以上），由于掘进下山及下山运输的困难，通常只在每个阶段的下部边界建立开采水平，只采上山煤。这时一个开采水平只采一个阶段，如图 2-20 所示。

2) 矿井划分为盘区

开采倾角很小的近水平煤层时，煤层沿倾斜的高差很小。这时上述阶段的划分方法变得不很合理。因此，采用沿煤层主要延展方向布置主要运输大巷，将运输大巷两侧划分成若干块段的方法来划分井田，每一块段称为盘区，如图 2-21 所示。每一个盘区都是一个独立的开采单元，有独立的运输系统和通风系统。盘区的巷道布置方式一般由采用的采煤方法来确定。

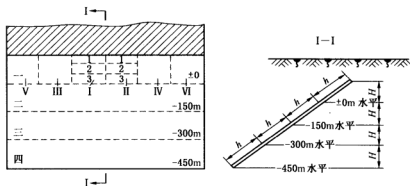


图 2-18 井田划分

一、二、三、四—阶段；I、II、III、IV、V、VI—采区；
1、2、3—区段； h —阶段斜长； H —水平高度

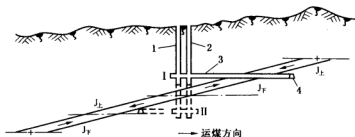


图 2-19 一个开采水平开采上、下山两阶段

1—主井；2—副井；3—阶段石门；4—阶段运输大巷； $J_{上}$ —上山阶段；
 $J_{下}$ —下山阶段；I、II—第一、第二水平

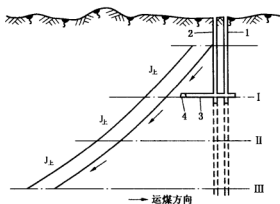


图 2-20 一个开采水平只开采上山阶段

1—主井；2—副井；3—阶段石门；4—阶段运输大巷；

I、II、III—第一、第二、第三水平

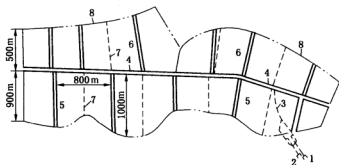


图 2-21 井田划分为盘区

1—主斜井；2—副斜井；3—斜主要石门；4—主要运输平巷；

5、6—盘区；7—盘区边界；8—井田边界

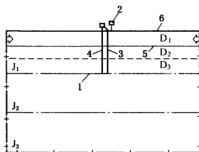


图 2-22 阶段内连续性布置

 J_1 、 J_2 、 J_3 —阶段； D_1 、 D_2 、 D_3 —分段；

1—阶段运输大巷；2—风井；3—主要运输上山；

4—主要轨道上山；5—分段运输平巷；

6—分段回风平巷

2. 阶段内的布置方式

阶段内的布置方式有连续式和分区式两种。

1) 连续式布置

当阶段的倾斜长度不大，走向长度较短时，井田的每一翼可沿阶段倾斜全长布置一个回采工作面，即全阶段工作面。回采工作面可以由井田中央向井田边界推进，或者从井田边界向井田中央推进，前者开采顺序称为连续前进式开采，后者称为连续后退式开采。阶段内的这种布置称为连续式布置，如图 2-22 所示。

连续式布置的生产系统简单，准备工作量小，工作面可以连续推进，搬迁次数少。但由于一个阶段布置一个工作面，阶段的生产能力小，

当地质条件复杂时,工作面难以顺利前进。所以,它仅适于中、小型矿井。

2) 分区式布置

在阶段范围内,沿走向把阶段再划分为若干部分,每一部分称为采区,如图 2-23 所示。采区走向长度可取 1.0~2.5km,采区倾斜长度等于阶段的斜长。采区内有独立的生产系统(运输和通风等系统)。为此,常在采区的中央开掘两条采区上山或下山巷道,形成双面采区;少数情况下,把采区上(下)山布置在采区的一侧,称为单面采区。

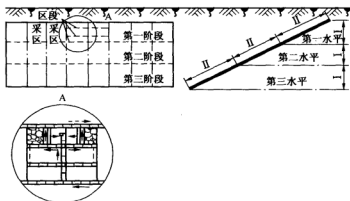


图 2-23 阶段内的分区式布置

I—阶段垂高; II—阶段斜长

由于采区斜长较大,采区沿倾斜方向划分为若干个适合布置采煤工作面的长条部分,每一部分称为区段,如图 2-23 所示。每个区段布置一个采煤工作面,工作面沿走向推进,区段上部边界开掘区段回风平巷,下部边界开掘区段运输平巷,各区段平巷通过采区运输上山、轨道上山与开采水平大巷连接,构成完整的生产系统。在一个区段的两翼(或一翼)各布置一个回采工作面进行回采。一个回采工作面的长度约为 80~200m。

分区式布置的生产系统比较复杂,采区的准备工作量大。但是,这种布置方式能适应复杂的地质条件,生产管理比较集中,能获得很高的生产能力。为此,分区式布置多用于大、中型矿井。

3) 分带式布置

在阶段范围内,沿走向将煤层划分成若干个适合布置采煤工作面的倾斜条带。如图 2-24 所示。条带内采煤工作面沿煤层倾斜方向仰斜或俯斜推进,即由阶段的下部边界向上部边界推进或由阶段的上部边界向下部边界推进。

分带式布置适用于倾斜长壁采煤法,与分区式布置相比,巷道布置系统简单,掘进工作量小,但条带工作面两侧倾斜回采巷道掘进困难,辅助运输不便。适用于煤层倾角较小($<12^\circ$)的条件下,但随着科技进步,条带式开采的应用将不断扩大。

(四) 矿井巷道分类

为了矿井提升、运输、通风、排水及动力供应等需要而开掘的井筒、巷道和硐室,总称为矿井巷道。

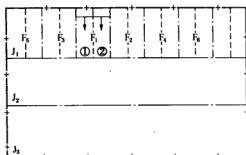


图 2-24 带区式划分

J_1 、 J_2 、 J_3 —阶段； F_1 、 F_2 、 F_3 —带区；①、②—分带

1. 按井巷的空间位置分

1) 垂直（直立）巷道

(1) 立（竖）井。有通达地面的出口，是进入地下的主要垂直巷道（图 2-25 中 1），一般位于井田中部。担负矿井主要提煤任务的称为主井，担负人员升降、下料和提矸等辅助提升任务的称为副井。

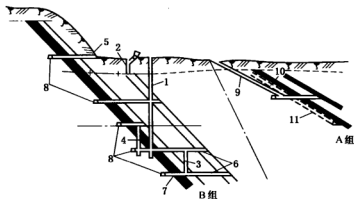


图 2-25 矿井巷道

1—立井；2—小井；3—暗井；4—溜煤井；5—平硐；6—石门；7—深门；
8—平巷；9—斜井；10—上山；11—下山

(2) 小井。有通达地面的出口，但其断面和深度都比立井小的垂直巷道。一般在井田上部边界，只作为地质勘探或临时提升以及通风等用（图 2-25 中 2）。

(3) 暗井（盲井）。没有直接通达地面的出口的垂直巷道（图 2-25 中 3）。根据其担负的任务不同可分为主暗井（下一水平的煤炭提升井）、副暗井（下水平的矸石提升、物料及人员的升降等）、溜煤井（图 2-25 中 4）。

2) 水平巷道

(1) 平硐。有一个通达地面的出口，是进入地下的主要水平巷道（图2-25中5）。一般除运煤外，还兼作运料、行人、通风、供电和排水等用。若开掘两条平硐，根据用途的不同，也可分成主平硐和副平硐。

(2) 平巷。在地下的煤层中或岩层中沿其走向所开掘的水平（ 5° 以下坡度）巷道。一般有集中运输平巷（图2-25中8）、主要运输平巷（图2-26中5）、区段运输与回风平巷（图2-26中20、21、23）等。

(3) 石门。在岩层中开掘的垂直或斜交于岩层走向的水平巷道。一般有联络石门（图2-25中6）、运输石门（图2-26中4、9）、回风石门（图2-26中7、17）等。

(4) 煤门。在煤层中开掘的垂直或斜交于煤层走向的水平巷道（图2-25中7）。一般在厚煤层中较为常见。

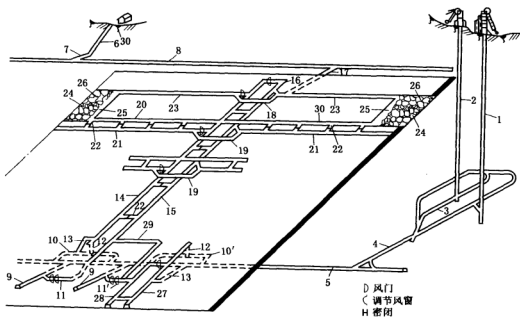


图2-26 矿井巷道示意图

1—主井；2—副井；3—井底车场；4—主要运输石门；5—主要运输平巷；6—风井；7—主要回风石门；8—主要回风平巷；9—采区运输石门；10—采区下部装煤车场；10'—下山采区上部装煤车场；11—采区下部材料车场；11'—下山采区上部运料车场；12—采区煤仓；13—行人入风巷；14—输送机上山；15—轨道上山；16—上山绞车房；17—采区回风石门；18—采区上部车场；19—采区中部车场；20—区段运输平巷；21—下区段回风平巷；22—联络巷；23—区段回风平巷；24—开切眼；25—回采工作面；26—采空区；27—输送机下山；28—轨道下山；29—下山回风联络巷；30—风井

3) 倾斜巷道

(1) 斜井。有一个通达地面的出口，是进入地下的主要倾斜巷道。其用途与立井相同也有主、副井之分。

(2) 上山。没有通达地面的出口,且位于开采水平之上,沿煤层或岩层从主要运输大巷由下向上开掘的倾斜巷道。根据其服务范围不同,可分为阶段上山、采区上山等。根据其用途不同,可分为输送机上山(图2-26中14)和轨道上山(图2-26中15)。有的采区布置有通风或行人上山、集中溜煤上山等。

(3) 下山。没有通达地面的出口,位于开采水平之下,它的布置和开掘方向与上山相反,是沿煤层或岩层从主要运输大巷由上向下开掘的倾斜巷道有输送机下山(图2-26中27)是向上运煤和轨道下山(图2-26中28)是从上向下运料以外,其他与上山相似。

(4) 溜煤眼。专作溜煤用的小斜巷。

(5) 开切眼。沿采煤工作面始采线掘进,以供安装采煤设备的巷道。

4) 硐室

井下生产系统还必须设置一定的硐室。硐室实际上就是长度较小,断面较大的特殊巷道。一般有变电所、水泵房、火药库、电机车库、避难所、井下调度室、候车室等。

2. 按巷道的用途和服务范围分

1) 开拓巷道

为全矿井或一个开采水平服务的巷道称为开拓巷道。如井筒(或平硐)、井底车场、风井、主要石门、主要运输和回风平巷等。

2) 准备巷道

为一个采区或两个以上的采煤工作面服务的巷道称为准备巷道。如采区车场、采区煤仓、采区上(或下)山、区段集中平巷、区段集中石门等。

3) 回采巷道

为一个回采工作面服务的巷道称回采巷道。如区段车场、区段运输和回风平巷、工作面开切眼等。

二、井田开拓方式

由于井田范围、煤层埋藏深度和煤层层数、倾角、厚度以及地质构造等条件各不相同,所以井田开拓方式也各不相同。通常以井筒形式为依据,将井田开拓方式划分为斜井开拓方式、立井开拓方式和平硐开拓方式3种。井田的开拓方式决定了全矿生产系统的总体布局。

(一) 斜井开拓

斜井开拓是埋藏深度较浅的井田广泛采用的一种开拓方式。根据开拓巷道布置方式的不同,斜井开拓可以分为斜井单水平和斜井多水平两类。按照阶段内不同的布置方式,又可以进一步将斜井开拓分为斜井单水平连续式、单水平分区式(包括斜井盘区式)以及多水平连续式和多水平分区式等方式。

1. 斜井多水平分区式开拓

在埋藏深度不大的缓倾斜煤层中,斜井多水平分区式开拓井田的布置情况如图2-27所示。

回采工作面采出的煤炭,经区段运输平巷12、输送机上山9运至采区煤仓11,在阶段运输大巷4中装车,电机车牵引煤车至井底车场3,把煤卸入主井煤仓后,由主井1提至地面。

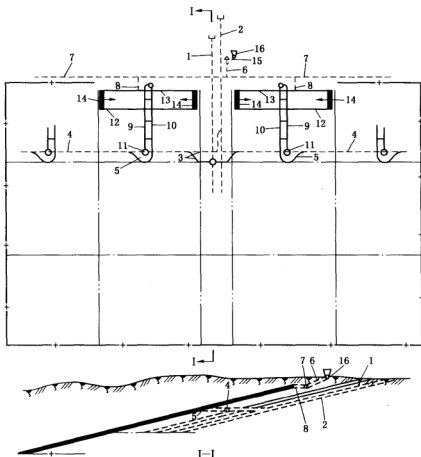


图 2-27 斜井多水平分区式开拓

- 1—主井；2—副井；3—井底车场；4—阶段运输大巷；5—采区石门；6—回风斜井；
7—阶段回风大巷；8—采区回风石门；9—输送机上山；10—轨道上山；11—采区煤仓；
12—区段运输平巷；13—区段回风平巷；14—开切眼；15—风硐；16—主要通风机

材料和设备由副井 2 下放到井底车场 3，经阶段运输大巷 4、采区石门 5、轨道上山 10 和区段回风平巷 13，运至回采工作面。

为了供给井下新鲜空气和排除井下的有害气体，在回风井的风硐 15 出口处，装有主要通风机 16。一般情况下，多利用副井 2 作进风井。如果要利用装有带式输送机的主井 1 作进风井，必须有可靠的降尘措施，以防止风流扬起大量的煤尘。

新鲜风流经副井 2、井底车场 3、阶段运输大巷 4、轨道上山 10、区段运输平巷 12 到达回采工作面；乏风经区段回风平巷 13、采区回风石门 8、阶段回风大巷 7、回风斜井 6 和风硐 15，由通风机排出地面。以下各区段工作面的回风风流，经各区段的回风平巷至运输机上山 9 上行，才能进入采区回风石门 8。

为了能持续、均衡地生产，在第一区段回采工作面采完以前，应准备出第二区段的回

采工作面。在一个采区采完以前，应准备接替的采区。在第一阶段采完以前，应延深主、副井至第二水平，进行第二水平的开拓与准备工作。开采第二阶段时，利用第一阶段的运输大巷作回风大巷。由上而下依次回采，采到井田下部边界为止。

开采顺序一般采用“采区前进、区内后退”，即先采靠近井筒的采区，在每个采区内部回采工作面从采区边界向采区上山方向后退回采。

采区内各区段之间的开采顺序一般采用下行式，即沿倾斜方向由上而下依次回采。只有当煤层倾角很小时，才能够考虑用上行式开采顺序。

斜井多水平分区式开拓的特点是：矿井阶段长，水平服务年限长，有利于生产的稳定；阶段走向划分若干个采区，每个采区能布置双工作面生产，并且可以同时开采几个采区，因而水平的生产能力大，有利于矿井集中生产；采区有独立完整的生产系统，采区之间相互不影响，从而有利于安全生产。同时，可以利用地质条件的变化带来自然划分采区，因此，对地质变化的适应性较强。但是这种开拓方式由于阶段斜长较大，矿井投产前，除开拓工程以外还要作采区的准备工作，因而存在着初期工程量、需用设备多、初期投资大、建设周期长等缺点。然而，对产量较大的矿井，这种开拓方式的优越性仍是明显的。因此，斜井多水平分区式开拓方式，目前在我国的大中型矿井中得到了广泛采用。

2. 斜井多水平连续式开拓

斜井多水平连续式开拓，也称片盘斜井开拓，如图 2-28 所示。井田内有一层煤，井田沿倾斜划分为四个阶段，有两个工作面同时回采。

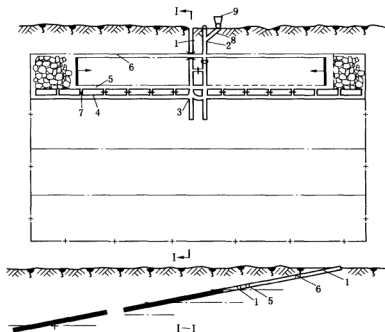


图 2-28 片盘斜井开拓

1—主斜井；2—副斜井；3—井底车场；4—第一阶段（片盘）运输平巷；5—副巷；
6—第一阶段（片盘）回风平巷；7—联络眼；8—风硐；9—通风机

在井田中央,从地面沿煤层倾斜开掘主斜井1,副斜井2。当井筒掘至第一阶段下部边界时,开掘第一阶段的井底车场3,然后沿煤层向两翼开掘第一阶段运输平巷4和副巷5;同时,在第一阶段上部边界沿煤层开掘阶段回风平巷6。当阶段运输平巷4和阶段回风平巷6掘至井田边界后,在井田边界掘开切眼,将4和6贯通。在开切眼内安装好设备后,即可向井筒方向后退回采。

回采工作面采出的煤炭,由刮板输送机运到阶段运输平巷4中装车。运输平巷的煤车通过电机车或无级绳牵引到井底车场3,由主井1的绞车提升到地面。

新鲜风流由主井1进入井底车场3,经两翼的阶段运输平巷4到达回采工作面。清洗工作面后的乏风经阶段回风平巷6、副井2和风硐8,由通风机9排到地面。为了避免新风与乏风相混,主井和回风平巷交叉处应设置风桥。在副井井口附近设置风门,防止地面风流短路。

斜井多水平连续式开拓的特点是:开拓方式简单、建井期短。但同时回采的工作面少、生产能力小。所以它适用于煤层埋藏稳定、地质构造简单、井田走向长度短的小型矿井。

(二) 立井开拓

立井开拓是现代化矿井广泛应用的一种开拓方式。目前,我国采用立井开拓方式的矿井阶段内极少采用连续式布置,最常用的是多水平或单水平分区式开拓方式。

1. 立井多水平分区式开拓

立井多水平分区式开拓方式与斜井多水平分区式开拓方式相比,只是井筒形式不同,如图2-29所示。

井田内有两层煤,分为两个阶段,其水平标高分别为+100m、-100m,每个阶段走向划分为4个采区。因两层煤的间距较小,采用联合布置,在 m_2 层底板岩石中布置阶段运输大巷和回风大巷,为两层煤所共用。该井田设置两个开采水平,各水平均采用上山开采。

1) 井巷开掘顺序

在井田走向中部开凿一对立井,1为主井、2为副井。待主、副井掘至+100m水平后,开凿井底车场3及主石门;主石门穿入 m_2 煤层底板岩石适当位置后,开掘主要运输大巷4,当其掘至第一、第二采区中央后,掘采区下部车场7;在 m_2 煤层中掘采区输送机上山8及轨道上山9;与此同时,在井田上部边界掘回风井6、回风大巷5、回风石门14、采区上部车场15。采区上山掘通之后,掘第一区段的运输石门16及区段溜煤眼17。通入 m_1 煤层后,掘各煤层的运输平巷、回风平巷及开切眼。

2) 生产系统

从 m_1 煤层回采工作面采出的煤炭,经区段运输平巷10、区段溜煤眼17、采区输送机上山8到采区煤仓18,在采区装车站装入矿车;电机车牵引矿车经运输大巷4进入井底车场3,将煤卸入井底煤仓后由主井1提至地面。

新鲜风流经副井2进入井下,经井底车场3、主要运输大巷4、轨道上山9、区段运输石门12进入 m_2 煤层,经运输平巷进入 m_1 煤层的回采工作面。清洗工作面后的乏风经区段回风平巷11、区段回风石门14、总回风巷5、回风井6由通风机排出地面。

材料和设备由副井2、井底车场3、主要运输大巷4、轨道上山9、区段回风石门14、区段回风平巷11进入 m_1 煤层回采工作面。

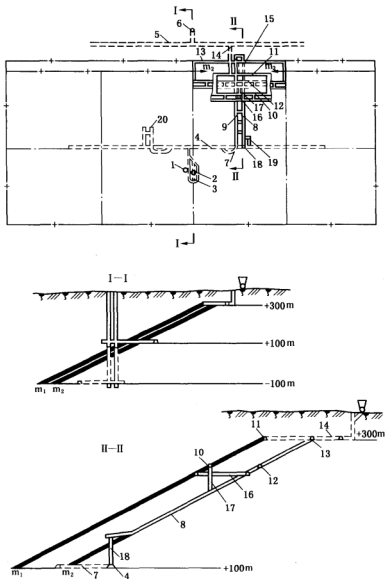


图 2-29 立井多水平分区式开拓

- 1—主井；2—副井；3—井底车场；4—水平运输大巷；5—阶段回风大巷；6—回风井；7—采区下部车场；
8—输送机上山；9—轨道上山；10— m_1 层区段运输平巷；11— m_1 层区段回风平巷；12— m_2 层区段运输平巷；13— m_2 层区段回风平巷；14—回风石门；15—采区上部车场；16—运输石门；
17—区段溜煤眼；18—采区煤仓；19—行人进风小巷；20—采区上部掘进工作面

由于采区上山开设在 m_1 煤层中，所以对于 m_2 煤层回采工作面的运煤、通风、运料等均可按前面所论述的单一煤层来解决，这里不再叙述。

煤层的开采顺序应按照上层煤和下层煤互不影响的原则,应保证上层煤超前下层煤的次序,依次向前推进。当上区段采完后即转入下区段开采。第一采区生产时,应及时进行第二采区的准备。第一水平开采结束以前要及时延深井筒,进行第二水平的开拓和准备工作。

2. 立井单水平分区式开拓

立井单水平分区式开拓,如图2-30所示。井田沿倾斜划分为两个阶段,每个阶段划分为4个采区,每个采区划分为4~6个区段。

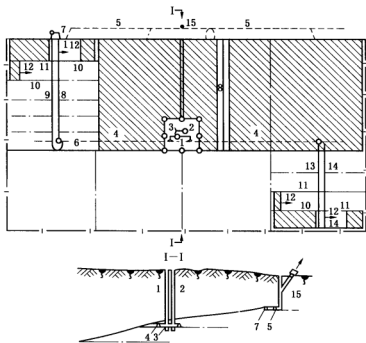


图2-30 立井单水平分区式开拓

- 1—立井; 2—副井; 3—井底车场; 4—阶段运输平巷; 5—阶段回风平巷; 6—采区下部车场; 7—采区回风石门; 8—采区输送机上山; 9—采区轨道上山; 10—区段运输平巷; 11—区段回风平巷; 12—回采工作面; 13—采区输送机下山; 14—采区轨道下山; 15—风井

上山采区回采工作面采出的煤炭,经区段运输平巷、输送机上山、采区下部车场、运输大巷至井底车场,由主井提至地面。

新鲜风流由副井进入井底车场,经阶段运输平巷、采区下部车场、采区输送机上山、区段运输平巷进入回采工作面。清洗工作面后的乏风经区段回风平巷、采区轨道上山、采区回风石门、阶段回风大巷、风井排到地面。

材料、设备由副井下至井底车场,经运输大巷、采区下部车场,由轨道上山提升并送往回采工作面回风平巷或其他的工作地点。

为了保证矿井均衡生产,至第一阶段采完以前,应进行第二阶段的开拓准备工作。开

拓第二阶段时,不需延深井筒,也不再开掘运输大巷,而是从第一阶段的运输大巷向第二阶段的采区开掘采区下山巷道,并在下山采区内布置回采工作面。

下山采区工作回采出的煤,经采区输送机下山上运至下山采区的上部车场,经第一阶段的运输大巷运往井底车场,由主井提至地面。

新鲜风流由副井进入井底车场,经运输大巷、采区轨道下山、区段运输平巷进入回采工作面。清洗工作面后的乏风经区段回风平巷、输送机下山,并通过配风巷和上阶段保留的回风上山而进入回风大巷,由风井排到地面。

立井单水平开拓多用于煤层倾角较缓、倾斜长度不大的井田。

3. 立井开拓的适用条件及特点

立井开拓与斜井开拓相比较,立井井筒掘进及延深需要较高的技术,井筒开凿需要的设备多,掘进速度较慢,井筒装备复杂,基本建设投资大。但是,当开采水平深度一定时,立井开拓具有井筒短、提升速度快、提升能力大的特点。井筒短还可以缩短各种管路和线路的长度。另外,立井井筒还具有通风阻力小、容易维护的优点。从上述可知,立井开拓的矿井,其生产经营费用比斜井低。

立井开拓的适应性很强,一般不受煤层倾角、厚度、水文等地质条件的限制。因此,当煤层埋藏较深、表土层厚度较大或水文情况比较复杂,井筒需要特殊施工,或多水平开拓急倾斜煤层以及地质条件不适合斜井或平硐开拓时,都可以采用立井开拓。

(三) 平硐开拓

自地面利用水平巷道进入地下煤层的开拓方式,称为平硐开拓。这种开拓方式,在一些山岭、丘陵地区较为常见。采用这种开拓方式时,井田内的划分方式、巷道布置与前面所述的立井、斜井开拓方式基本相同,其区别主要在于进入煤层的方式不同。

平硐开拓方式,一般以一条平硐开拓井田,主平硐担负运煤、出矸、运送物料、通风、排水、敷设管道及电缆、行人等多项任务;在井田上部开掘回风平硐或回风井,用于全井田回风,如图2-31所示。

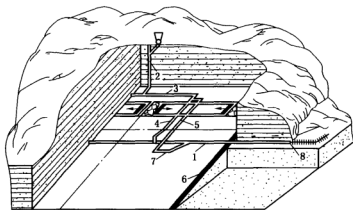


图2-31 走向平硐

1—主平硐; 2—回风井; 3—回风大巷; 4—采区输送机上山; 5—采区轨道上山;

6—煤层; 7—采区下部车场; 8—平硐口

平硐内多采用矿车运输,也可采用强力带式输送机运输。各采区采出的煤,在装车站装入矿车后,由电机车牵引经主平硐直接运出硐外。井下所用物料及设备装入矿车(平板车或材料车)由电机车牵引从地面直接进入井田,到各采区下部车场,再经轨道上山转到各使用地点。地下涌水由各采区巷道流入平硐水沟中,自行流出地面。为排水方便,平硐必须有3‰~5‰的流水坡度。

由于地形和煤层赋存状态不同,平硐有不同的布置方式。根据平硐与煤层的相对位置不同,平硐分为如下3种:

1. 走向平硐

平行于煤层走向而布置的平硐,如图2-31所示。

2. 垂直平硐

垂直于煤层走向布置的平硐,称为垂直平硐。根据煤层与地形的关系,垂直平硐可以从煤层顶板或底板进入煤层,如图2-32、图2-33所示。



图2-32 平硐从顶板进入煤层

1—主平硐; 2—运输大巷; 3—回风石门;
4—回风大巷; 5—回风井

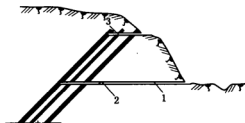


图2-33 平硐从底板进入煤层

1—主平硐; 2—运输大巷;
3—回风平硐

3. 斜交平硐

由于地形和煤层赋存条件的限制,不能采用走向或垂直平硐时,可将平硐与煤层走向成斜交布置,这种布置方式称为斜交平硐。

除上述平硐的布置方式外,还可根据地形高差的大小布置若干个平硐进行开采。这种布置方式称为阶梯平硐,如图2-34所示。

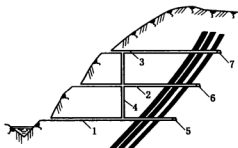


图2-34 阶梯平硐

1、2、3—阶梯平硐; 4—集中溜煤眼; 5、6、7—运输大巷

平硐开拓一般具有投资少、占用设备少、施工容易、出煤快、成本低等优点。因此，在地形条件适宜的情况下，应优先考虑采用平硐开拓。

(四) 综合开拓

井田开拓中，通常主、副井都是采用一种井硐形式。但是，在有的情况下，采用单一的井硐形式开拓井田在技术上有困难，经济上也不合理，因而出现了主、副井采用不同的井硐形式的综合开拓。

根据不同的地质与生产技术条件，综合开拓可以有多种形式，如平硐与立井、斜井与立井、平硐与斜井等。在实际运用中，不论哪种开拓形式，都应该结合具体条件，使各种井硐的优越性得到充分发挥。

图 2-35 为平硐立井综合开拓方式。主平硐全长 2km。由于矿井瓦斯大，矿井所需风量大，而平硐太长，通风阻力大，为了保证矿井通风需要，另开了进风立井和回风斜井。同时，后期立井可做平硐以下水平开采时的提升井，使煤提至主平硐水平运出地面。

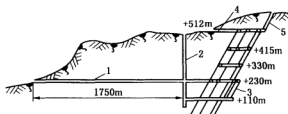


图 2-35 平硐立井综合开拓

1—平硐；2—立井；3—暗斜井；4—回风平硐；5—回风小井

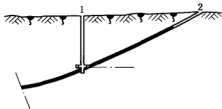


图 2-36 立井斜井综合开拓

1—立井；2—副井

图 2-36 所示为立井斜井综合开拓方式。这种综合开拓方式一方面利用立井井筒短，提升速度快，提升能力比串车提升能力大等优点，把立井做主井；另一方面又利用斜井施工技术简单、所需设备少、掘进速度快、井筒装备简单、投资少、上下人员方便等优点，把斜井做副井。

图 2-37 为主平硐斜风井综合开拓。

应当指出，采用综合开拓时，必须注意不

同形式的井硐在地面及井下的联系与配合，要布置紧凑、配合紧密。如果地面井口位置相距较远，则工业场地布置分散，占地较多，既增加了安全煤柱损失，又造成生产管理不便。如果井筒在井底相距较远，则井下联系、井底车场布置就有困难。因此，在确定开拓方案时，必须根据具体条件，联系井上井下情况，认真研究，妥善解决。

(五) 煤层群开拓

当若干煤层或煤组由一个矿井开采时，称为煤层群开拓。煤层群开拓和单煤层的开拓并没有实质上的差别，只是由于煤层群开拓时，同时开采的不是一层煤，因而存在着煤层

间用什么方式联系,以及如何利用最小的巷道工程来满足开采技术和经济上的要求,即需要考虑煤层群是否要分组以及煤组如何划分等问题。

1. 煤层间的联系方式

用一个矿井开拓煤层群时,各煤层间需要用巷道联系,以构成全矿井完整的生产系统。根据煤层倾角大小、层间距离和运输方式,各煤层之间可用石门、斜眼或立眼联系,如图 2-38 所示。

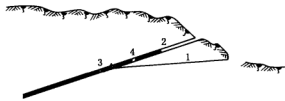


图 2-37 平硐斜井开拓

1—主平硐; 2—副斜井; 3—阶段运输大巷; 4—阶段回风大巷

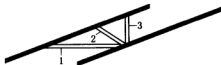


图 2-38 层间联络巷的形式

1—石门; 2—斜眼; 3—立眼

当层间距不变时,立眼的长度随煤层倾角增大而增加,而石门长度则随煤层倾角增大而减小,斜眼的长度介于两者之间。

利用斜眼或立眼联系煤层群时,其掘进技术复杂,掘进费用高。利用石门联系煤层群时,其掘进技术简单,掘进速度快,施工方便。但是,在倾角为 45° 以下的倾斜煤层中,石门相对立眼和斜眼都较长,工程量也较大。为此,在实际生产中,需要根据具体情况来选择煤层间的联系方式。通常利用石门联系煤层群的较普遍,在倾角很小的近水平煤层条件下,才采用立眼和斜眼联系。

2. 煤层群的分组

为了合理开采煤层群,尽量减少工程量,便于生产集中管理,改善开采的技术经济效益,通常根据煤种、煤质、厚度及层间距等因素,按照开采技术的要求,将煤层群划分为若干个煤层组。

三、井底车场布置

井底车场是连接井筒和运输大巷或主要石门的一组巷道和硐室的总称。它是井下运输和井筒提升两大环节之间的枢纽工程,担负煤炭、矸石、材料、设备及人员的转运,并为矿井的供电、排水、通风等服务。为此,在井底车场内必须布置一系列轨道运输线路和一些硐室。

由于井田开拓方式、大巷运输方式不同,井底车场的形式亦不同。但从矿车在车场内运行的特点看,不论是斜井还是立井,井底车场均可分环形式和折返式两大类型。

环形式井底车场的特点是重列车在车场内总是单向运行,调车工作简单,可以达到较大的通过能力,但车场的开拓工程量较大。按照井底车场空、重车线与运输大巷或主要石门的相对位置关系,环形车场又可分为卧式、斜式和立式 3 种,如图 2-39 所示。当井筒

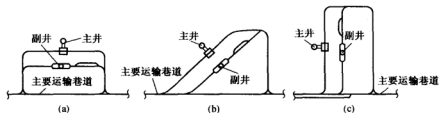


图 2-39 井底车场形式

a—卧式井底车场；b—斜式井底车场；c—立式井底车场

位置与主要运输大巷和石门相距较近时，主、副井存车线与运输大巷或石门可平行布置，称为卧式井底车场。

四、主要水平巷道的布置

水平运输大巷贯穿井田走向全长，是矿井生产的“大动脉”。它不仅是整个开采水平的煤炭、物料及人员的运输通道，而且还用于矿井通风、排水以及敷设各种管路和线路等。当开采近距离煤层群时，它将用于开采几个甚至十几个煤层，服务年限长达十余年至数十年。

(一) 运输大巷的布置方式

根据运输大巷服务的煤层数，运输大巷的布置可分为：分层运输大巷、集中运输大巷和分组集中运输大巷 3 种。

1. 分层运输大巷

在开采水平的各个煤层中均单独开掘运输大巷，并用主要石门（或主要溜煤井）与井底车场相通，这条运输大巷称为分层运输大巷，如图 2-40 所示。

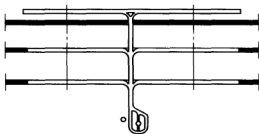


图 2-40 分层大巷布置

这种布置方式，运输大巷多沿煤层掘进，因而施工容易，掘进速度快，成巷费用低，并有助于进一步探明煤层赋存状况，获得补充的地质资料。这对勘探程度较差、地质构造复杂的矿井有重要意义。但是，煤层运输大巷易受采动的影响，巷道维护困难，维护费用高，煤柱损失大，资源回收率低，管理相对分散复杂，在有自燃发火危险的煤层中不利于安全生产。

2. 集中运输大巷

在开采水平内只开一条运输大巷为本水平服务，这条运输大巷称为集中运输大巷。它通过采区石门与各煤层相联系，如图 2-41 所示。

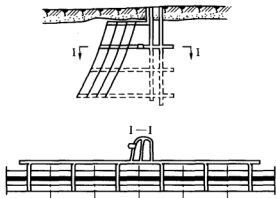


图 2-41 集中运输大巷布置

集中运输大巷减少了巷道的掘进量和维护量，增加了联系各煤层的采区石门，有利于采区巷道联合布置，实现合理集中生产。当采用集中运输大巷时，巷道弯道少，生产期间维护条件好，可以充分发挥机车运输能力，有利于运输工作机械化和自动化；同时，可以不留护巷煤柱，有利于提高煤炭回收率。但是，这种布置方式，需要在完成运输大巷和采区石门的掘进以后，才能进行上部煤层的准备与回采，因而建井期较长；另一方面，当煤层间距很大时，采区石门的长度就长，采区石门的总工程量可能很大，以致造成技术、经济上的不合理。因此，这种方式适合于煤层数较多而煤层间距不大的矿井。

3. 分组集中运输大巷

当井田内各煤层的层间距不同，用一条集中运输大巷服务全部煤层在技术上、经济上都不合理时，可根据各煤层的间距及煤层的特点将煤层分为若干煤组，每一煤组布置一条大巷担负本煤组的运输任务，这条大巷称为分组集中运输大巷。分组集中运输大巷以采区石门联系本煤组各煤层，如图 2-42 所示。分组集中运输大巷是前两种运输大巷的过渡形式，所以它兼有前两种运输大巷的部分特点。

(二) 运输大巷位置

确定运输大巷在煤组中的具体位置与选择运输大巷的布置方式密切联系。由于运输大巷不仅要为上水平开采的各煤层服务，而且还将作为下水平开采各煤层的总回风道，其服务年限长达十余年至数十年。为了便于维护和使用，一般将运输大巷布置在不受采动影响煤层的底板岩石中，或煤组下部煤质坚硬、围岩稳定的薄及中厚煤层中。在岩石中开掘的称为岩石运输大巷，在煤层中开掘的称为煤层运输大巷。

(三) 矿井总回风巷的布置

矿井总回风巷的布置与运输大巷布置原则基本相同。实际上，上水平的运输大巷常作为下水水平的总回风巷。

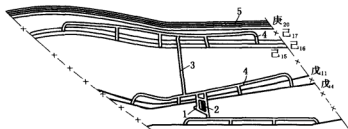


图 2-42 分组集中大巷布置

1—主井；2—副井；3—主要石门；4—分组集中岩石大巷；5—石灰岩

矿井第一水平总回风巷布置应根据情况区别对待。对于开采急倾斜、倾斜和大多数缓倾斜煤层的矿井，总回风巷可设在煤组稳定的底板岩石中，有条件时，可设在煤组下部煤质坚硬、围岩稳定的薄及中厚煤层中。当井田上部冲积层厚、含水丰富时，井田上部边界必须留置防水煤柱，总回风巷可以布置在防水煤柱中；对开采近水平煤层的瓦斯矿井，为避免下行风，总回风巷可布置在上部煤层或顶板岩石中，并与运输大巷重叠布置，以减少护巷煤柱的损失。

第三节 矿井开采技术

一、采煤方法及其分类

(一) 采煤方法的概念

当煤层被开拓并掘进了必需的采准巷道构成生产系统后，便可进行采煤（回采）。直接用来采取煤炭的井下巷道通称为回采工作面。

采煤方法包括两项主要内容：巷道系统和回采工艺。巷道系统，是指与回采有关的巷道布置方式，掘进和回采工作的安排顺序，以及由此建立的通风、运输、供电、排水等生产系统。回采工艺，是指回采工作面内所进行的落煤、装煤、运煤、支护和采空区处理等工作及其相互配合方式。

(二) 采煤方法分类

对于地下开采矿井，不同的巷道系统和回采工艺相结合，就可形成不同的采煤方法。

1. 按巷道系统构成情况分

采煤方法按巷道系统构成情况可分为壁式和柱式两大体系。

1) 壁式体系采煤方法

根据煤层厚度不同，对薄及中厚煤层，一般都是按煤层全厚一次采出，即单一长壁式采煤法。对厚煤层，一般把它分为若干中等厚度的分层来开采，即分层长壁式采煤法。按照回采工作面推进方向的不同，又可分为走向长壁（工作面沿倾向布置、沿走向推进）和倾斜长壁（工作面沿走向布置、沿倾向推进）两种类型。其中倾斜长壁采煤法又可分为向上回采（仰采）和向下回采（俯采）两种。

2) 柱式体系采煤方法

柱式体系采煤方法可分为房式、房柱式及巷柱式3种类型。房式及房柱式采煤法的实质,是在煤层内开掘一些煤房,煤房之间以联络巷相通。回采在煤房中进行,煤柱可留下不采,或等煤房采完后再采。前者称房式采煤法,后者称房柱式采煤法。

巷柱式采煤法的实质是在采区(盘区)范围内,预先开掘大量的巷道,将煤层切割成 $6\text{m} \times 6\text{m} \sim 20\text{m} \times 20\text{m}$ 的方形煤柱,然后有计划地回采这些煤柱,采空地带的顶板任其自行垮落。

柱式采煤方法需要沿煤层走向和倾斜开掘大量的煤巷,采煤工作面不支护或极少支护,所以与壁式采煤方法相比,存在巷道掘进率高、产煤量少、劳动生产率低、通风条件恶劣、生产不安全和煤炭资源损失多的缺点。所以新中国成立以后,除极个别的小型矿井外,已基本上不再采用柱式采煤方法。

2. 按回采工艺分

1) 炮采法

采煤工作面爆破落煤、人工(或机械)装煤、输送机运煤、摩擦式金属支柱(或木支柱、单体液压支柱)支护顶板、冒落(或充填)法处理采空区时,以爆破落煤为主要特征,称为炮采。炮采工作面的工人劳动强度大、生产效率低、安全条件差。目前应用得比较少,一般适用于小型或不具备机械化采煤条件的矿井。

2) 普通机械化采煤法

采煤工作面用单滚筒采煤机(或刨煤机)落煤、可弯曲刮板输送机运煤、摩擦式金属支柱(或木支柱、单体液压支柱)支护顶板、冒落(或充填)法处理采空区时,以机械落煤、装煤和运煤为主要特征,称为机械化采煤,简称为机采。机采工作面的主要工序实现了机械化,减轻了工人的劳动强度,但顶板支护及采空区处理还要人工操作。由于普通机采适应性较强,技术管理和生产操作比较简单,所以目前我国应用较广泛。

3) 综合机械化采煤法

采煤工作面用双滚筒采煤机落煤装煤、可弯曲刮板输送机运煤、自移式液压支架支护顶板、全部工序实现机械化,称为综合机械化采煤,简称为综采。

综采与炮采、机采相比,具有以下优点:

- (1) 大量的工作由机械完成,因而大大减轻了工人的劳动强度。
- (2) 使用液压支架管理顶板,工人在支架保护下进行操作,大大减少了冒顶事故。
- (3) 综采提高了生产能力和生产效率,使生产更加集中化。
- (4) 降低了材料消耗和生产成本。
- (4) 水力采煤法

用高压泵输出的高压水通过水枪射出,形成高压水射流,在回采工作面直接破落煤体,并利用水力完成运输和提升的方法,称为水力采煤法,简称水采。水采因受到一定条件的限制,所以目前应用不多。

二、壁式采煤法

我国在缓倾斜、倾斜薄及中厚煤层中主要采用长壁式采煤方法。

(一) 走向长壁式采煤方法

1. 采区巷道布置

走向长壁式采煤方法的采区巷道布置有双面采区和单面采区两种布置方式。

1) 双面采区巷道布置方式

图2-43为单一煤层走向长壁式采煤法的采区巷道(双面)布置。掘进时,由采区运输石门1开掘采区下部车场(包括装煤车场3和绕道材料车场4)。在采区中央沿煤层掘进输送机上山5和轨道上山6,直至井田上部边界,与采区回风石门2沟通。在轨道上山的尽头处开掘绞车房7和上部车场8,为了准备第一区段的回采工作面,在第一区段下部开掘中部车场9,然后向采区两翼双巷掘进第一区段运输平巷10和第二区段回风平巷11,并每隔80~100m掘联络眼12连通10和11,在采区上部,从上部车场8向两翼掘第一区段回风平巷13,在采区边界,由区段运输平巷10沿煤层向上掘开切眼,连通区段回风平巷13。此外,还要开掘采区煤仓14和采区变电所15等。当上述巷道掘进完毕,安装好机电设备后,便可投入生产。

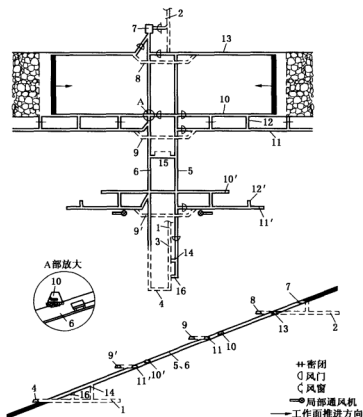


图2-43 单一煤层走向长壁式采煤法的采区巷道布置

- 1—采区运输石门; 2—采区回风石门; 3—采区下部装煤车场; 4—采区下部材料车场; 5—输送机上山;
6—轨道上山; 7—绞车房; 8—采区上部车场; 9—一区段中部车场; 9'—二区段中部车场; 10—一区段
运输平巷; 10'—二区段运输平巷; 11—二区段回风平巷; 11'—三区段回风平巷; 12、12'—联络眼;
13—区段回风平巷; 14—采区煤仓; 15—采区变电所; 16—行人巷

区段平巷布置方式,根据巷道布置方式不同又可分为有煤柱护巷和无煤柱护巷两种。其中有煤柱护巷包括双巷布置和单巷布置两种。

有煤柱护巷布置方式:图2-43中区段平巷为双巷布置方式。其特点是掘进工作比较安全,掘进通风也比较方便。因为它可以利用一条巷道进风,另一条巷道回风,但回风平巷11的维护时间较长,特别是受上区段回采时的压力影响,维护比较困难。单巷布置与双巷布置的不同在于巷道单巷掘进,下区段回风平巷与上区段运输平巷间隔一段距离掘出。

无煤柱护巷布置方式:有沿空送巷与沿空留巷两种方式。如图2-44所示,沿空送巷时,区段运输平巷采用单巷布置,随回采随报废。回采完毕,顶板活动稳定后,再紧靠上区段采空区边缘掘下区段的回风平巷。如图2-45所示,沿空留巷时,区段运输平巷采用单巷布置,随回采工作面推进,在紧靠运输平巷上帮处(采空侧)砌4~6m宽的矸石带(俗称石墙)、打木垛、密集支柱或采用巷旁充填的方法加强巷旁及巷内支护,以保留上区段的运输平巷作下区段回采时的回风平巷用。



图2-44 沿空送巷
(区段回风平巷)

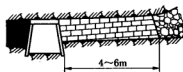


图2-45 沿空留巷
(砌矸石带护巷)

2) 单面采区巷道布置方式

图2-46所示为单面采区巷道布置方式。采区内布置及生产系统基本上相当于双面采区布置的一翼,也可采用有煤柱护巷及无煤柱护巷两种方式布置区段平巷。

双面采区布置与单面采区布置相比,双面采区可布置两个回采工作面同时生产,有利于集中生产,扩大采区生产能力;采区走向长度较长,可达1km以上(综采可达1.5~2.0km),使阶段内的采区数目相对减少,减少采区上山和车场的开掘费用,同时,减少了上山运输设备的安装、拆移工作,可提高劳动生产率;由于阶段内采区数目的减少,采区间的保护煤柱损失减少,有利于提高采区回采率;生产和装载工作比较集中,管理方便。

双面采区布置的缺点:通风系统和采区中部车场较复杂;采区的一翼存在反向运输;要求地质条件比较简单等。

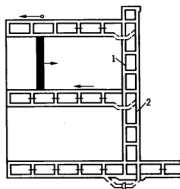


图2-46 单面采区巷道布置
1—输送机上山; 2—轨道上山

由于双面采区比单面采区的优点多，在一般条件下应尽量考虑采用双面采区布置方式。在井田的边角地块或受地质构造所影响的区域，不能布置双面采区时，再采用单面采区布置方式。

3) 采区巷道的联合布置方式

利用一组采区上（下）山，开采两个或两个以上近距离煤层，使采区内各煤层的有关巷道联合起来，建立统一的生产系统为采区巷道的联合布置。为两个或两个以上煤层服务的采区上（下）山，称为共用采区上（下）山；为两个煤层或两个以上煤层服务的区段平巷，称为区段集中平巷。

(1) 共用采区上山的联合布置方式。巷道系统如图 2-47 所示，两个中厚煤层共用采区上山的联合布置方式。阶段运输大巷 1 和阶段回风大巷 2，共用的采区输送机上山 3 和轨道上山 4 均布置在下层煤 m_2 中。各煤层区段平巷为双巷布置， m_1 层的区段运输平巷 5，以区段倾斜溜煤眼 6 与采区共用运输上山相通，区段轨道平巷 7，以区段石门 8 和轨道上山 4 相接。 m_2 煤层的区段运输平巷 9 和轨道平巷 10，分别与采区运输上山及轨道上山直接相连。

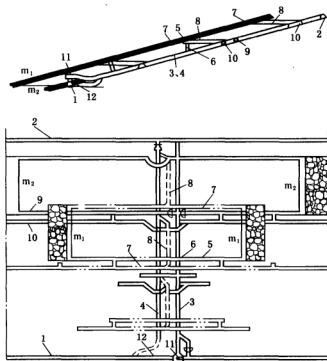


图 2-47 共用采区上山的采区巷道联合布置

1—阶段运输大巷；2—阶段回风大巷；3—共用输送机上山；4—共用轨道上山；5— m_1 层区段输送机平巷；

6—区段溜煤眼；7— m_1 层区段轨道平巷；8—区段石门；9— m_2 层区段输送机平巷；

10— m_2 层轨道平巷；11—采区煤仓；12—大巷车场

(2) 共用采区上山和区段平巷的联合布置方式。巷道系统如图 2-48 所示, 阶段运输大巷 1 和阶段回风大巷 2, 采区共用输送机上山 3、轨道上山 4 以及共用区段平巷 5, 均开掘在 m_2 煤层底板岩石中。各煤层区段运输平巷 6、7, 通过运输石门 8 及溜煤眼 9, 与共用区段平巷 5 相通。区段轨道平巷 10、11, 以轨道石门 12 与区段共用平巷相连。区段的运输石门和溜煤眼, 以及轨道石门沿走向的间距为 80 ~ 100m。区段共用平巷 5, 通过区段溜煤眼 13 和区段石门 14 分别与运输上山和轨道上山连接。第一区段开采时, 利用阶段回风大巷, 兼作该区段的共用轨道回风平巷。

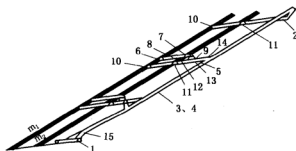


图 2-48 共用采区上山和区段平巷的采区联合巷道布置

- 1—阶段运输大巷; 2—阶段回风大巷; 3—共用输送机上山; 4—共用轨道上山; 5—共用区段平巷;
6、7—区段运输平巷; 8—运输石门; 9—溜煤眼; 10、11—区段轨道平巷; 12—轨道石门;
13—区段溜煤眼; 14—区段石门; 15—采区煤仓

采区巷道联合布置方式除上述两例外, 还有集中联合采区巷道布置、分组联合采区巷道布置、分组大联合采区巷道布置等方式。

采区巷道联合布置的主要优点: 采区生产集中, 巷道维护条件好, 巷道维修费用减少; 采区回采率高, 煤炭损失低; 掘进工程量少, 掘进费用低; 有利于提高机械化水平, 促进生产发展。在实际生产中, 应尽量因地制宜地选择有利的联合布置方式。

2. 回采工艺

1) 炮采工作面回采工艺

(1) 爆破落煤。是用钻眼爆破的方法把煤从煤壁上崩落下来, 它包括钻眼、装药、联线和爆破等工序。对爆破落煤的要求是: 煤块粒度均匀、煤壁平直、不破顶、不留底、不崩倒支架, 并且材料消耗少。若想取得较好的爆破效果, 主要在于炮眼布置合理、装药量适当、炮眼充填质量好。

(2) 装煤。爆破落煤后, 一般采用人工装煤, 但为了减轻炮采工作面装煤工作的笨重劳动, 应推广使用掘煤机和爆破装煤。爆破装煤是把输送机安设在距煤壁 0.2m 处, 并在输送机靠近采空区侧安设挡板, 防止煤炭抛向采空区。一般爆破装煤效果可达 31% ~ 38% 左右。

(3) 运煤。回采工作面煤炭的运输方式主要有自溜运输和刮板输送机运输两种方式。自溜运输: 在煤层倾角大于 25° 工作面的底板上铺设溜槽靠煤的自重溜煤。

刮板输送机运输：刮板输送机，分为拆移式刮板输送机和可弯曲刮板输送机两种。目前炮采工作面一般用可弯曲刮板输送机运输。这些输送机移置方便、强度高、输送能力大，能适合于爆破装煤和装煤机装煤。

(4) 移输送机。可弯曲刮板输送机采用液压千斤顶或其他类用的千斤顶移置。

(5) 支护。常用的回采工作面支护材料有木支架、摩擦式金属支柱、单体液压支柱和金属铰接顶梁。

根据采高和顶板具体情况，工作面的支护方式一般可分为戴帽点柱和支架两种。

戴帽点柱支护：在顶板完整的工作面或薄煤层工作面，可用戴帽点柱支护顶板，如图 2-49 所示。支柱可用木支柱或金属支柱，柱帽用厚约 50~100mm、长 500mm 的木板或半圆木制作。支柱在工作面要布置整齐，以保证工作面能有几行空间（输送机、行人及材料道）。支柱沿走向的距离（排距）应与循环进度相适应。支柱沿倾斜的距离（柱距），则根据顶板好坏决定，一般为 0.6~1.2m。

支架支护：在顶板比较破碎的情况下，必须用支架支护顶板。按支架架设方向不同，可分走向支架和倾斜支架，如图 2-50 所示。走向支架的架设方向与煤层走向大致平行（支护倾向裂隙多的顶板）；倾斜支架的架设方向与煤层走向大致垂直（支护走向裂隙多的顶板）。

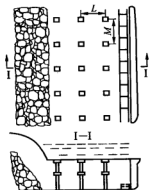


图 2-49 戴帽点柱支护

L—排距；M—柱距

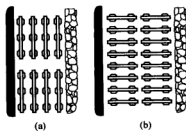


图 2-50 支架布置方式

a—倾向支架；b—走向支架

金属摩擦支柱与铰接顶梁配合使用时可构成悬臂梁。按梁与支柱的相互位置关系分正悬臂式和倒悬臂式两种，如图 2-51 所示。

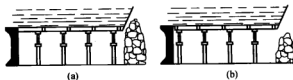


图 2-51 正倒悬臂架设方式

a—正悬臂；b—倒悬臂

(6) 采空区处理。回采工作面工作空间以内的顶板必须维护，维护宽度称为回采工作面控顶距，控顶距以外的空间称为采空区。为降低顶板对工作面的压力，随工作面推进，要及时处理采空区。采空区的处理方法有垮落法、充填法、煤柱支撑法和缓慢下沉法等几种，如图 2-52 所示。

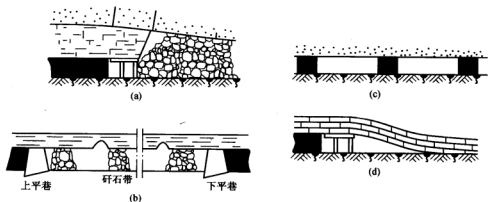


图 2-52 采空区处理方法

a—垮落法；b—局部充填法；c—煤柱支撑法；d—缓慢下沉法

垮落法：用垮落法处理采空区的实质是有步骤、人为地使采空区直接顶垮落下来（放顶工作），从而减轻直接顶对工作面的压力，并利用垮落的岩石支撑上部未垮落的老顶，如图 2-52a 所示。它是一种非常经济和方便、煤炭损失量少、应用最广泛的采空区处理方法。

充填法：充填法可分局部充填和全部充填两种方法。局部充填法是用砌矸石带来支撑采空区的顶板，如图 2-52b 所示。矸石的来源可用挑顶或卧底的方法取得，也可以利用煤层中的夹石。这种砌矸石带的方法劳动强度大，煤层越厚越困难，仅适用于顶板不易垮落、采高较小的中厚煤层。

煤柱支撑法（又称刀柱法）：此法是在采空区里按一定规律留设煤柱支撑顶板，如图 2-52c 所示。它的煤炭损失量大，适用于顶板极难垮落，采高较大的中厚煤层。

缓慢下沉法：它是采用撤除采空区的全部支护，使顶板在垮落前靠本身的挠曲下沉与底板相接触，如图 2-52d 所示。它适用于塑性顶板，当底板具有底鼓性质时更为适合。

用垮落法管理工作面顶板时，每次放顶的距离称为放顶步距。放顶步距加上工作面空间的宽度，称为最大控顶距。放顶后的工作面空间宽度，称为最小控顶距，如图 2-53 所示。《煤矿安全规程》

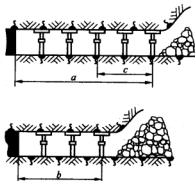


图 2-53 最小、最大控顶距和放顶距
a—最大控顶距；b—最小控顶距；c—放顶步距

规定：采煤工作面必须及时回柱放顶或充填。控顶距离超过作业规程规定时，禁止采煤，用垮落法处理顶板，回柱后顶板不垮落、悬顶距离超过作业规程的规定时，必须停止采煤，采取人工放顶或其他措施进行处理。

放顶步距通常是工作面一次推进度的1~2倍。最小控顶距越小越好，但除必须有足够的空间安设输送机 and 保证有行人、材料道等之外，还要满足通风方面的要求。煤矿中常以支柱的排数表示工作面的控顶距和放顶步距（如三、五排及二、四排控顶等）。

2) 机采工作面回采工艺

一般机械化采煤工作面主要使用采煤机落煤，采煤机主要有滚筒式采煤机和刨煤机两种。

滚筒式采煤机的构造：滚筒采煤机主要由截煤部、牵引部、电动机及辅助装置组成。滚筒式采煤机的类型较多，但就其工作机构来说，主要有单滚筒采煤机和双滚筒采煤机两种。

单滚筒采煤机的功率小、生产能力低，适用于采高不大的中厚煤层，作为机采工作面的主要采煤机械。它的外形如图2-54所示。

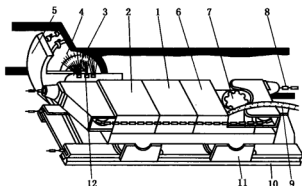


图 2-54 单滚筒采煤机

- 1—电动机；2—截煤部减速器；3—摇臂；4—滚轮；5—挡煤板；6—牵引部减速器；
7—链轮；8—牵引链；9—电缆；10—刮板输送机；11—底托架；12—喷雾装置

双滚筒采煤机的功率较大、生产能力大、牵引速度高，适用于采高较大的中厚煤层，一般是作为综采工作面的主要采煤机械。它的外形如图2-55所示。

刨煤机是根据刨削原理工作的浅截深（一次刨深在50~100mm）采煤机。刨煤机组是由刨煤机、可弯曲刮板输送机、液压推进装置和电气控制等部分组成。

目前我国使用刨煤机的煤矿中，拖钩刨的使用较多。因为拖钩刨相对其他类型刨煤机的结构简单、牵引链在采空区侧易于检修。拖钩刨煤机结构如图2-56所示。

(1) 普通机械化采煤回采工艺。机械落煤与装煤：机采工作面的落煤与装煤是由机械来完成的。刨煤机落煤是由刨头上的刨刀进行的，装煤是用两侧犁形板，将刨落的煤炭铲入可弯曲刮板输送机。滚筒式采煤机的滚筒上镶有反向螺旋板，在螺旋板上布有截齿，滚筒在旋转割煤（落煤）的同时，可将煤抛掷装入可弯曲刮板输送机内。

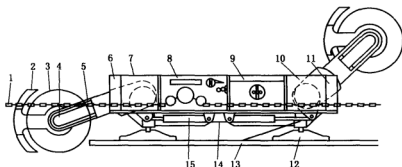


图 2-55 双滚筒采煤机

- 1—牵引链；2—弧形挡煤板；3—滚筒；4—翻转挡煤板装置；5—摇臂；6—左控制箱；
7—左截割部减速箱；8—牵引部；9—电动机；10—右截割部减速箱；11—右控制箱；
12—滑靴；13—可弯曲输送机；14—底托架；15—调高油缸

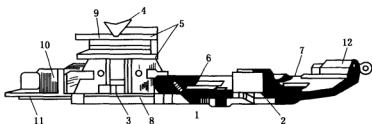


图 2-56 拖钩刨煤机结构

- 1—底刨刀；2—超前刀；3—预刨刀；4—顶刨刀；5—板式刀；6—刨体；7—右撑板；
8—刀架；9—加高块；10—导向块；11—限位块；12—牵引块

滚筒采煤机的割煤方式有单向割煤和双向割煤两种。

机采工作面运煤除必须采用可弯曲刮板输送机外，与炮采工作面运煤相同。

机采工作面广泛使用金属摩擦支柱或单体液压支柱。单体液压支柱是用高压液体作动力的单体支柱，分内注式和外注式两种。内注式是在地面将一定量的油液注入支柱内，支柱工作时，活柱像千斤顶一样靠液压伸出。外注式是由井下平巷液压泵站经高压软管向支柱供液，使活柱升降（与液压支架中的 1 根立柱相似）。

单体液压支柱比金属摩擦支柱的初撑力大 4~6 倍；回柱效率可提高 62%~110%；顶板下沉量是金属摩擦支柱的 1/2~1/4。但是它比金属摩擦支柱造价高 5~6 倍。

机采工作面的支护方式除了一些顶板坚硬或薄煤层工作面可以用戴帽点柱外，其余通常采用悬臂支护，这样可以实现追机挂梁、及时支护新暴露的顶板。悬臂支架的布置方式有齐梁式和错梁式两种，如图 2-57 所示。齐梁式适用于顶板比较稳定的条件；错梁式适用于顶板比较破碎的条件。

在距采煤机 15m 远处，利用液压千斤顶将输送机移到正确地点，并使输送机平、直符合要求。

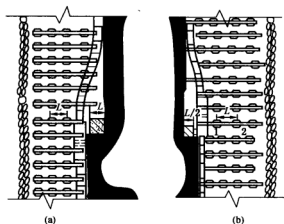


图 2-57 悬臂支架布置方式

a—齐梁式布置；b—错梁式布置

机采工作面采空区处理与炮采相同。对极坚硬的顶板，可利用深孔爆破方法强制放顶，以保证工作面的安全生产。

(2) 综采工作面回采工艺。综采工作面设备配置及布置如图 2-58 所示。

落煤与装煤：综采工作面的落煤与装煤工作与机采相似，但在采煤机工作方式上有所区别。综采主要采用双向割煤往返一次进两刀和斜切式进刀工作方式。

运煤：运煤同普通机采工作面一样，也是采用可弯曲刮板输送机。但因综采工作面采煤机生产能力大、机身重，加之输送机本身要作自移式液压支架（整体式）移置的牵引支点，所以应采用输送能力大、强度高的重型输送机。

支护：综采工作面支护主要采用自移式液压支架。按支架与围岩的相互作用方式支架可分为 3 种基本类型，即支撑式、掩护式及支撑掩护式（图 2-59）。

支撑式液压支架主要对顶板起支撑作用，它由支柱、顶梁、底座（或底座箱）、推移千斤顶等主要构件组成。支撑式液压支架按结构与移动方式主要分为垛式（图 2-59a）和节式（图 2-59b）两种。它的顶梁长、立柱直立，所以支撑面积和承载能力大，可使顶板在顶梁后部被切断而垮落，如图 2-59a、b 所示。这类支架切顶性能较好，适用于支撑中等稳定以上的顶板。

掩护式支架是利用立柱、短顶梁支撑顶板，用较大的掩护梁来防止岩石落进工作面，如图 2-59c 所示。该支架只有两根立柱，一般向煤壁前倾。掩护梁与冒落的岩石接触，主要起掩护作用。这类支架的掩护性能和稳定性较好，调高范围大，对破碎顶板的适应性较强，但其支撑力小，适用于支护松散破碎的不稳定或中等稳定的顶板。

支撑掩护式支架其结构特点是具有支撑式的顶梁和掩护式的掩护梁，可以起到以支撑为主、掩护为辅的作用，如图 2-59d 所示。适用于矿压较大、易于冒落的中等稳定或稳定的顶板。

刮板输送机和支架共用一个液压千斤顶，分别连接支架底座和输送机槽，且互为支点，进行推、拉输送机和支架。

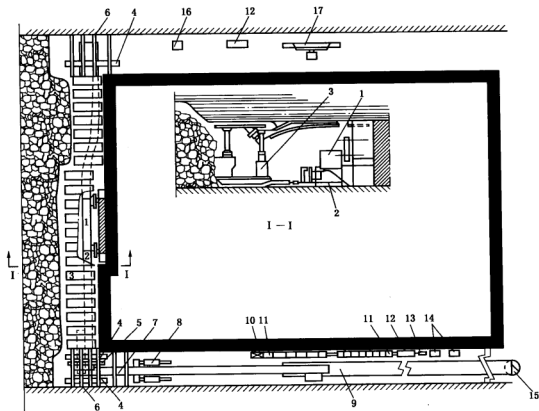


图 2-58 综采工作面总布置图

1—滚筒采煤机；2—可弯曲刮板输送机；3—液压支架；4—罐头支架；5—锚固支架；6—巷道棚梁；
7—转载机；8—转载机推进装置；9—带式输送机；10—集中控制台；11—配电站；12—泵站；
13—配电站及泵站的移动装置；14—移动变电站；15—煤仓；16—安全绞车；17—单轨运输吊车

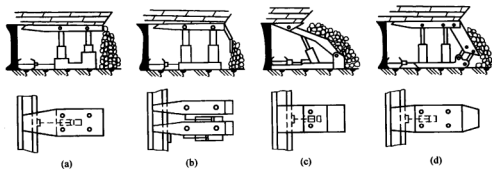


图 2-59 各种液压支架

a—梁式支撑支架；b—节式支撑支架；c—掩护式支架；d—支撑掩护式支架

采空区处理：综采工作面主要用垮落法处理采空区。因液压支架具有切顶性能强（支撑式）、掩护作用好（掩护式）、种类多等特点，所以不采用局部充填和煤柱支撑法。对极坚硬顶板的处理方法与机采相似。

（二）倾斜长壁式采煤方法

长壁工作面沿煤层走向布置、沿煤层倾向推进的采煤方法，称为倾斜长壁式采煤法。

1. 巷道布置

1) 单一煤层巷道布置

（1）巷道系统。以倾斜推进工作面为例，巷道布置如图 2-60 所示。沿水平运输大巷 1 每隔一定距离（工作面长度），沿倾斜布置一条斜巷道直掘到井田边界。在边界将相邻两条斜巷连通（即开切眼），其中一条巷道为工作面运输巷 4，另一条巷道为工作面回风巷 5。运输巷中靠近工作面安装 1 台可伸缩带式输送机，其余为吊挂式带式输送机。回风巷中铺设轨道，用无极绳绞车或单轨吊车运送设备和材料。

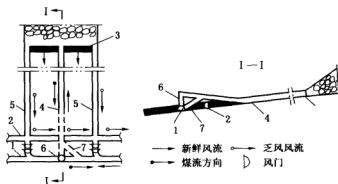


图 2-60 单一煤层倾斜长壁采煤法巷道布置

1—水平运输大巷；2—水平回风大巷；3—回采工作面；4—工作面运输巷；5—工作面回风巷；

6—煤仓；7—进风、行人斜巷

（2）生产系统。煤炭由回采工作面 3 运出，经工作面运输巷道 4 到煤仓 6，在水平运输大巷 1 装车运至井底车场。新鲜风流由水平运输大巷 1，经进风、行人斜巷 7、工作面运输巷道 4 进入回采工作面 3。清洗工作面后的乏风由工作面回风巷道 5 进入水平回风大巷 2 排出。

（3）回采方式。倾斜长壁回采工作面，按推进方向分为仰斜和俯斜回采两种。工作面沿倾斜从下向上推进的称为仰斜回采，适用于煤层顶板破碎、煤质较硬或顶板淋水较大的煤层。工作面沿倾斜从上向下推进的称为俯斜回采，适用于煤层厚度较大、煤质松软、易片帮或瓦斯含量较大的煤层。

单工作面对拉工作面布置：倾斜长壁工作面可以按单工作面布置，也可按对拉工作面布置（图 2-60）。对拉工作面比单工作面布置可少掘一条巷道，占用设备也少，所以在布置倾斜长壁工作面时应首先考虑对拉布置。

为维护工作面巷道可以留煤柱，也可采用沿空送巷或沿空留巷方法（与走向长壁区

段平巷相同)。

2) 近距离煤层群巷道布置

(1) 巷道系统: 倾斜长壁近距离煤层群巷道布置如图 2-61 所示。它与单一煤层的巷道布置相比, 除开掘必需的水平运输、回风大巷和各煤层回采巷道外, 还需在运输大巷装车站附近开掘一套煤仓和材料斜巷, 用以联系各煤层回采巷道。

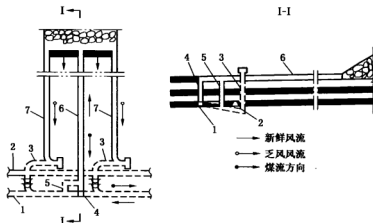


图 2-61 倾斜长壁开采煤层群巷道布置

1—水平运输大巷; 2—水平回风大巷; 3—材料斜巷; 4—煤仓;
5—进风、行人斜巷; 6—工作面运输巷道; 7—工作面回风巷道

(2) 生产系统。近距离煤层群开采的生产系统与单一煤层相似。各煤层工作面采出的煤炭, 经各煤层工作面运输巷道集中到煤仓 4 后, 在水平运输大巷 1 装车外运。新鲜风流由水平运输大巷 1 和进风、行人斜巷 5, 进入各煤层工作面运输巷道; 清洗工作面后的乏风由各煤层工作面回风巷道集中经材料斜巷 3 进入水平回风大巷 2 排出。

(3) 回采方式。回采方式与单一煤层相同, 但存在各煤层开采顺序问题。近距离煤层群可依次回采 (由上而下), 也可保持一定距离 (30m 以上) 同时进行回采工作。

2. 回采工艺

倾斜长壁采煤方法的回采工艺与走向长壁采煤方法基本相同, 也有 3 种形式, 即炮采、机采和综采。因为工作面沿倾斜推进, 所以, 对使用的机械设备提出如下要求:

(1) 保证采煤机工作的稳定性。仰斜方式回采时, 防止采煤机掉道, 在输送机槽两侧需要安装导向装置。

(2) 保证输送机工作的稳定性, 在输送机下需设可调节的三角形托架。

3. 倾斜长壁采煤方法的特点

(1) 取消了采区上 (下) 山, 简化了巷道布置, 减少了巷道工程量。

(2) 工作面是水平的, 而其两侧的运输、通风巷则是沿煤层开掘的方向固定不变的倾斜巷道, 回采工作面长度基本不变, 能够适应综合机械化采煤的要求。

(3) 回采方式灵活多样, 有利于安全生产。

(4) 减少了一个运输环节, 简化了生产系统, 节省了运输费用。

(5) 存在辅助运输和行人距离长、水平运输大巷装车站的不足。

目前, 我国倾斜长壁采煤法一般适用于地质构造简单、煤层倾角小于 12° 的煤层, 尤其适应开采近水平薄及中厚煤层。如果开采条件适宜, 应大力推广使用倾斜长壁采煤法。目前我国正致力研制适宜于倾斜长壁采煤法的采掘机械设备, 改进巷道布置, 以便扩大其使用范围。

三、厚煤层采煤方法

厚煤层是指厚度大于 3.5m 的煤层。根据地质及开采技术条件厚煤层可采用分层开采、大采高开采及放顶煤开采等采煤方法。

(一) 分层开采

1. 分层方法

分层开采为传统的采煤方法, 就是按照一定的方法将厚煤层分成若干中等厚度 ($2.0 \sim 2.5\text{m}$) 的分层, 并按照一定的顺序进行开采。最常用的分层方法有倾斜分层、水平分层和斜切分层 3 种, 如图 2-62 所示。

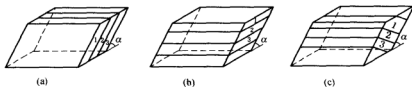


图 2-62 厚煤层分层方法

1、2、3—分层层号;

a—倾斜分层; b—水平分层; c—斜切分层

开采缓倾斜、倾斜厚煤层时, 最常用的是倾斜分层。当开采急倾斜厚煤层时, 则可采用水平分层和斜切分层方法。

倾斜分层采煤法中, 各分层的开采有下行式和上行式两种顺序。由上部分层向下依次开采的称为下行式; 反之则称为上行式。

各分层的开采顺序与处理采空区的方法有着密切的关系。当采用上行式开采顺序时, 通常采用充填法处理采空区, 否则将使上部各分层煤的完整性受到破坏; 当采用下行式开采顺序时, 采空区处理通常采用垮落法, 可利用人工假顶或再生假顶的保护来进行分层开采。

2. 倾斜分层下行垮落走向长壁采煤法

这种采煤方法的主要特点: 把煤层沿倾斜方向分成若干分层, 各分层按由上而下顺序开采。下分层是在上分层顶板落后, 在人工假顶下进行回采的。由于采用分层开采, 在区段中除有区段共用平巷为各分层服务外, 在每一个分层都布置有分层区段平巷为本分层服务。

1) 采区巷道布置

图 2-63 所示为倾斜分层下行垮落采煤法巷道布置的平、剖面图。在厚煤层中为了使巷道容易维护和减少煤炭损失，一般都将主要运输（回风）大巷、采区上山和区段集中运输（回风）平巷开掘在底板岩层中。

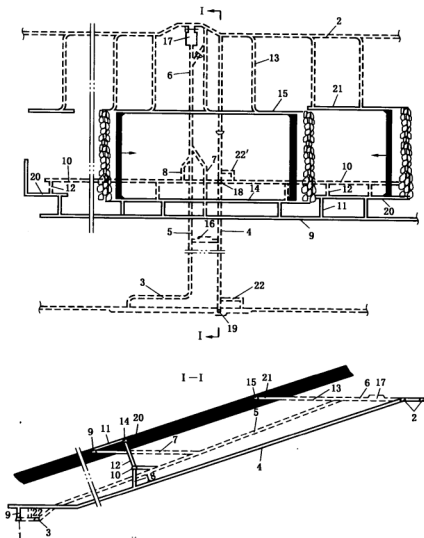


图 2-63 倾斜分层采区巷道布置

- 1—岩石运输大巷；2—岩石回风大巷；3—采区下部材料车场；4—输送机上山；5—轨道上山；
6—采区上部车场；7、8—区段石门；9—区段集中轨道平巷；10—区段集中运输平巷；
11—联络巷；12—斜溜煤眼；13—区段回风石门；14—第一分层运输平巷；15—第一
分层回风平巷；16—采区变电所；17—绞车房；18—区段溜煤眼；19—采区煤仓；
20—第二分层平巷；21—第二分层回风平巷；22、22'—行人巷

由岩石运输大巷1开掘采区下部材料车场3、采区煤仓19和行人巷22,然后在采区中部的底板岩层中分别向上掘输送机上山4和轨道上山5。两条上山掘至采区上部边界后,轨道上山5以采区上部车场6与岩石回风大巷2相通,输送机上山4直接与回风大巷2相通。在第一区段下部,由轨道上山5向右侧掘甩车道和区段石门7通入煤层顶板,在其另一侧开甩车道和区段石门8,8的位置略低7。由7沿煤层顶板向两翼掘区段集中轨道平巷9,由8在底板岩层中向两翼掘区段集中运输平巷10,并每隔100~150m(一部刮板输送机的长度)掘斜溜煤眼12和联络眼11。在采区边界掘第一分层开切眼,并在回采的同时,向采区中部超前掘第一分层运输平巷14。在第一区段上部,由岩石回风大巷2每隔150~200m掘区段回风石门13穿透煤层,并在采区边界向采区中部超前掘第一分层回风平巷15。在掘进上述巷道过程中,还要开掘采区变电所16、绞车房17、区段溜煤眼18等巷道。

工作面采出的煤炭,经各分层的运输平巷,由斜溜煤眼12溜至区段集中运输平巷10,再经区段溜煤眼18至输送机上山4,然后进入采区煤仓19,在运输大巷中装车运走。

新鲜风流经运输大巷1、下部车场3和行人巷22'、轨道上山5和输送机上山4、区段石门7、8和行人巷22'、集中运输平巷10和集中轨道平巷9、斜溜煤眼12和联络眼11至各分层运输平巷,进入各分层工作面;清洗工作面后的乏风经各分层回风平巷和区段回风石门13进入回风大巷2后,通过风井排至地面。

设备和材料经下部材料车场3、轨道上山5、采区上部车场6、岩石回风大巷2、区段回风石门13和分层回风平巷,送至工作面。掘进超前运输平巷14和20所需要的物料,经轨道上山5、区段石门7、集中轨道平巷9和联络眼11运入。

2) 回采工艺

第一分层工作面的回采工艺与单一长壁采煤法基本相似,只是增加了为下分层铺设人工假顶的工序。人工假顶的材料可采用荆笆、竹笆和金属网、塑料网等。可根据各地区的实际情况,就地选用其他可以代用的人工假顶材料。

采空区采用全部垮落法处理。在上分层顶板岩石垮落后,应利用管道向采空区内灌水或灌注黄泥浆。目的是为防止采空区煤炭自燃和减少下分层开采时的粉尘量,又能促进垮落的破碎岩块受压后重新胶结,形成“再生顶板”。有的矿区由于“再生顶板”胶结牢固,可不用铺设假顶而直接在“再生顶板”下采煤。

3. 倾斜分层上行充填走向长壁采煤法

在缓倾斜、倾斜特厚煤层中,或在某些建筑物、铁路、水体(河流、湖泊、流砂层等)下采煤(简称“三下”开采)时,可以用充填的方法处理采空区。采空区的充填工作可用水力或风力方法来进行,我国多采用水力充填法,因为水力充填法充填后沉缩率小,能隔绝空气进入采空区,消除煤炭自燃发火的危险。我国主要用水砂充填采煤法的矿区有抚顺、阜新、辽源、鹤岗、扎赉诺尔、蛟河、新汶和井陘等。

水力充填采煤法是由地面采集充填材料,破碎后在地面利用水力通过管道系统输入采空区,在工作面采空区采取一定措施将水排出,充填料充填采空区。水力充填采煤法一般是先采下分层,然后依次向上开采,上分层底板即为充填体。该种采煤方法的巷道布置系统、采煤工艺与普通分层下行开采基本相同,只是增加了充填工序及部分工程(如沉淀池等)。

为了充分利用煤炭资源,提高回采率,保护地面建筑物、铁路,在湖泊、河流下采煤,煤层顶板特别坚硬,极难垮落等条件下,水砂充填采煤法是一种有效采煤法。

(二) 综采放顶煤采煤法

放顶煤采煤法是指在厚煤层中沿底板或留出一定高度的煤层布置采煤工作面,工作面顶部煤靠自行冒落进行采煤的采煤方法,又称为顶煤冒落采煤法。

1. 综采机械

放顶煤综采机械由采煤机、自移式液压支架及一至两部刮板输送机所组成。其中液压支架与普通支架有所不同,即在掩护梁上开有一个落煤液控窗口,在掩护梁下可安装第二台刮板输送机。

2. 采煤方式

采煤方式有不采顶层放顶煤开采和采顶层放顶煤开采两种。

1) 不采顶层放顶煤开采

图2-64所示为不采顶层放顶煤回采方式。采煤机沿底板进行采煤,支架上部的顶煤在矿压和本身自重的作用下发生断裂破碎。随着移架而自行冒落(煤质坚硬不易冒落时可放震动炮),通过支架的落煤窗口由第二台输送机运出工作面。这种回采方式的特点是:

(1) 减少采煤工作面的开拓工作量和设备的投资。

(2) 简化采区的布局。

(3) 充分利用矿压破顶煤,顶煤易冒落。

(4) 能适于开采不规则的特厚煤层。

(5) 顶板岩石易混入煤中,降低煤质。

2) 采顶层放顶煤回采

当煤层厚度很大,顶煤不易冒落时,可采用分层回采。将煤层分为两层各布置工作面进行回采。具体回采方式有如下两种:

(1) 上分层利用传统综采方法沿顶板进行采煤,在工作面内可铺设金属网(能提高煤质)或不铺设金属网(图2-65a)。当上分层开采一定距离后,再回采下层煤。下层煤利用放顶煤采煤方式进行回采。

(2) 上分层利用放顶煤采煤法在煤层中进行割煤,支架采用普通型液压支架,采空区侧也不安置第二台输送机,上分层顶煤冒落到下分层顶煤之上(图2-65b);下分层利用放顶煤采煤方式进行回采,靠顶板处的顶煤和两分层间的顶煤一同冒落到下分层的第二台输送机内,运出工作面。

综上所述,放顶煤综采法的特点是,采煤工作面有两个回采点,即采煤机沿煤壁截割下的煤,由靠近煤壁的第一台输送机运出;液压支架上方的顶煤在矿压的作用下产生裂隙,冒落后由靠近采空区的第二台输送机运出。为此,它具有高产,高效,设备投资少,简化巷道开拓及改善安全条件等突出优点。它是5~20m厚煤层开采的发展方向,目前在我国的得到广泛应用,取得良好效果。



图2-64 不采顶煤放顶煤开采

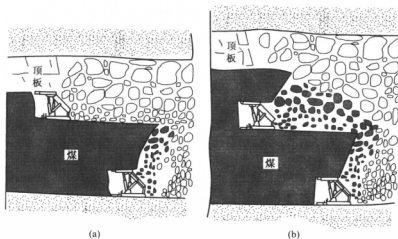


图 2-65 分层放顶煤开采方式

a—单层放顶煤；b—双层放顶煤

(三) 综采大采高采煤法

随着设备制造技术的进步，对于厚度在 3.5 ~ 6m 的厚煤层，可以采用一次采全厚的采煤方法，即综采大采高采煤法。该法是利用重型采煤机配合大型液压支架及重型刮板输送机一次将煤层整厚采出，其巷道布置系统及采煤工艺与普通综采基本相同，只是对地质条件及设备可靠性、技术管理水平要求更高。目前大采高工作面的最大采高已达 6.2m。

四、急倾斜煤层采煤方法

由于急倾斜煤层的倾角比较大，在开采技术、安全、运输、顶板管理方面都具有独自的特点，主要表现是：

(1) 由于地质构造的作用而使煤层倾角较大，增加了开采的困难，在开采技术上必须采取相应的安全措施。

(2) 煤层顶板垂直作用在支架或煤体上的压力较小，而作用在倾斜方向的压力增大。因此，支架不稳定，容易倾倒；护巷煤柱容易片帮；顶、底板都可能沿倾斜方向滑动。

(3) 采下的煤和冒落的矸石，都可靠自重下滑，简化了工作面的装运工作，但容易砸人和冲倒支架，影响安全。

(4) 由于煤层倾角大，沿倾斜方向的行人、运料及搬迁设备比较困难。因此，采区的走向和倾斜长度一般都比缓倾斜煤层的小。

(5) 开采两个相距较近的急倾斜煤层时，上层开采后，由于底板岩层的移动，使下层煤层受破坏，所以，在开采顺序上与缓倾斜煤层群有所不同。

(6) 急倾斜煤层顶板比缓倾斜顶板难垮落，垮落步距相对较大。冒落的矸石下滑充填采空区，对顶板起支撑作用，所以在正常开采期间一般不出现明显的周期来压现象。为此，急倾斜采煤法中的支护工作多数是以掩护为主，以支撑为辅。

(7) 一般采煤机械设备不适用于急倾斜煤层中使用, 所以其劳动强度大、效率低。

我国急倾斜煤层采煤方法常用的有: 走向长壁采煤法、倒台阶采煤法、厚煤层分层采煤法(水平及斜切分层采煤法)、伪倾斜柔性掩护支架采煤法等。

第四节 爆破安全技术

为了防止在爆破工程中发生意外事故而造成人员伤亡、设备损害和财产损失以及环境危害所采取的各种安全措施称为爆破安全技术。

爆破安全技术是以工程爆破活动为基础, 研究爆破施工中各种危险因素的存在条件、发生机理和变化规律, 从中找出危及爆破安全的危险因素及恶化的条件, 以便采取必要的安全技术措施消除隐患, 预防事故的发生, 保证最佳的安全生产状况。

一、矿用爆破器材和爆破作业

(一) 矿用爆破器材

1. 煤矿许用炸药

煤矿井下空气中大部分都含有瓦斯或矿尘, 当瓦斯或煤尘在空气中含量达到一定浓度时, 就形成有爆炸危险的介质, 如果遇到火花、明火、爆破作业, 可能引起爆炸。国内外多次发生过因爆破作业引起煤尘、瓦斯爆炸的事故。因此在煤矿井下必须采用煤矿许用炸药, 以确保安全。

2. 煤矿许用炸药的种类及选用

为适应不同瓦斯等级和不同工作面的要求, 我国煤矿许用炸药分为5级, 其中1、2级适用于低瓦斯矿井, 有煤(岩)与瓦斯突出危险的工作面, 必须使用安全等级不低于3级的煤矿许用含水炸药。

在井下爆破作业中, 必须使用煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管。煤矿许用炸药的选用应遵守下列规定:

(1) 低瓦斯矿井的岩石掘进工作面必须使用安全等级不低于1级的煤矿许用炸药。

(2) 低瓦斯矿井的煤层采掘工作面、半煤岩掘进工作面必须使用安全等级不低于2级的煤矿许用炸药。

(3) 高瓦斯矿井、低瓦斯矿井的高瓦斯区域, 必须使用安全等级不低于3级的煤矿许用炸药。有煤(岩)与瓦斯突出危险的工作面, 必须使用安全等级不低于3级的煤矿许用含水炸药。

(4) 严禁使用黑火药和冻结或半冻结的硝化甘油类炸药。同一工作面不得使用2种不同品种的炸药。

(5) 在采掘工作面, 必须使用煤矿许用瞬发电雷管或煤矿许用毫秒延期电雷管。使用煤矿许用毫秒延期电雷管时, 最后一段的延期时间不得超过130ms。不同厂家生产的或不同品种的电雷管, 不得掺混使用。不得使用导爆管或普通导爆索, 严禁使用火雷管。

3. 起爆器材

任何炸药必须使用起爆器材才能被安全、可靠地激发爆炸。起爆器材一般有雷管和索状起爆材料及其辅件等, 煤矿常用的是电雷管。

电雷管是一种用电流起爆的雷管。允许在有瓦斯和煤尘爆炸危险的环境中使用的电雷管统称煤矿许用电雷管。煤矿许用电雷管分为瞬发和毫秒延期两种类型。煤矿许用毫秒延期电雷管的段别分为5段，最长延期时间不超过130ms。

在有瓦斯与煤尘爆炸危险的隧道中施工，必须遵守《煤矿安全规程》的有关规定，使用煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管。

（二）井下爆破作业

1. 井下安全爆破管理

所有爆破人员，包括爆破、送药、装药人员，必须熟悉爆炸材料性能和《煤矿安全规程》中有关条文规定。

（1）井下爆破工作必须由专职爆破工担任。爆破工必须由经过专门培训、有2年以上采掘工龄的人员担任，并经考试合格，持证上岗。爆破工必须依照爆破作业说明书进行爆破作业。

（2）在煤与瓦斯（二氧化碳）突出煤层中，专职爆破工的工作必须固定在1个工作面。

（3）瓦斯矿井中爆破作业，爆破工、班组长、瓦斯检查员都必须在现场执行“一炮三检制”。

（4）煤矿所有爆破作业地点必须编制爆破作业说明书，爆破工必须依照说明书进行爆破作业。

2. 严格使用煤矿许用爆破器材

煤矿井下爆破作业使用的煤矿用爆炸材料和辅助爆炸材料，必须经国家授权的检验机构检验合格，并取得煤矿安全标志证书。不得使用过期或有严重变质现象的爆炸材料，不能使用的爆炸材料必须交回爆炸材料库。

在煤矿井下的所有爆破作业工作面，都必须使用煤矿许用炸药和煤矿许用电雷管。所使用的煤矿许用炸药应由矿技术负责人按矿井和爆破工作面所处区域的瓦斯等级合理选用。

3. 严格执行爆破操作规程

煤矿爆破必须按照爆破规程作业，爆破工必须把炸药、电雷管分别存放在专用的爆炸材料箱内，并加锁，严禁乱扔、乱放。爆炸材料箱必须放在顶板完好、支架完整，避开机械、电气设备的地点。每次爆破时，都必须把爆炸材料箱放到警戒线以外的安全地点。

装配起爆药卷时，必须在顶板完好、支架完整、避开电气设备和导电体的爆破工作地点附近进行，并防止电雷管受震动、冲击、折断脚线和损坏脚线绝缘层。电雷管必须由药卷的顶部装入，严禁用电雷管代替竹、木棍扎眼。电雷管必须全部插入药卷内。电雷管插入药卷后，必须用脚线将药卷缠住，以便把电雷管固定在药卷内，还必须扭结电雷管脚线末端成短路。

装药前，首先必须清除炮眼内的煤粉或岩粉，再用木质或竹质炮棍将药卷轻轻推入，不得冲撞或捣实。炮眼内的各药卷必须彼此密接。

装药后，必须把电雷管脚线悬空，严禁电雷管脚线、爆破母线与运输设备、电气设备以及采掘机械等导电体相接触。

炮眼封泥应用水炮泥，水炮泥外剩余的炮眼部分，应用粘土炮泥封实。封泥长度应按

《煤矿安全规程》执行。对无封泥、封泥不足或不实的炮眼，都严禁爆破。严禁用煤粉、块状材料或其他可燃性材料作炮眼封泥。

在有煤尘爆炸危险的煤层中，掘进工作面爆破前后，附近 20m 的巷道内，都必须洒水降尘。

井下爆破必须使用发爆器。

4. 正确处理拒爆

爆破后，待工作面的炮烟被吹散，爆破工和班组长必须首先巡视爆破地点，检查通风、瓦斯、煤尘、顶板、支架、拒爆、残爆等情况。如果有危险情况，必须立即处理。

通电以后装药炮眼不响时，爆破工必须先取下把手或钥匙，并将爆破母线从电源上摘下，拉结成短路，再等一定时间（使用瞬发电雷管时，至少等 5min；使用延期电雷管时，至少等 15min），才可沿线路检查，找出不响的原因。

处理拒爆（包括残爆）必须在班组长直接指导下进行，并应在当班处理完毕。如果当班未能处理完毕，爆破工必须同下一班爆破工在现场交接清楚。

二、爆破事故预防

利用炸药爆炸所释放的能量来采煤岩是煤矿生产的主要手段之一，为了爆破作业的安全，在使用爆破材料进行爆破作业时，要求严格遵守规程规定、按章操作。然而在煤矿各类事故中，由于爆破引发的直接或间接事故约占煤矿总事故的 25% 左右。爆破事故主要包括早爆、瞎炮、残爆、爆燃等。

（一）早爆的防治

在运送爆破材料、制作引药、装药连线过程中发生的意外爆炸事故称为早爆。早爆事故是突然发生的，这时人员未撤离，危害极大。一旦发生早爆事故会造成人员伤亡，并易引起瓦斯煤尘爆炸。在爆破施工中，杂散电流、静电感应、雷电、射频电等均可能引起电雷管早爆，在井下危害最大的是杂散电流及静电。

1. 杂散电流的防治

杂散电流是指来自爆破电源以外的电流，它可能使电爆网络发生早爆，因此在井下爆破作业中，要经常监测杂散电流，当超过 30mA 时，必须采取可靠防治措施。

1) 杂散电流的来源

杂散电流主要来源于架线电机车的电气牵引网路漏电、动力或照明交流电路漏电、化学电、大地自然电流及电磁波的感应电流等。

2) 杂散电流的防治

（1）加强杂散电流的检测工作，尽量减少杂散电流的来源，特别要注意防止架线式电机牵引网路的漏电，可在铁轨接头处焊接铜导线以减少接头电阻；采用绝缘道碴或疏干巷道来增加巷道底板与铁轨之间的电阻等。加强井下机电设备的电缆的维护和检修工作，正确安装和经常检查接地装置。

（2）确保电爆网路的质量，爆破导线不得有裸露接头，防止损伤导线的绝缘包皮，雷管脚线及放炮母线在接入起爆电源前，均应扭接短路，防止杂散电流流入。

（3）在爆区采取局部或全部停电的方法可使杂散电流迅速下降，必要时可将爆区一定范围内的铁轨、风水管等金属导体拆除，在装药连线过程中，避免启动和关闭电器。

(4) 及时清除撒落的硝铵炸药和巷道积水, 以防止化学电。

(5) 尽量采用抗杂散电流电雷管。

2. 静电的防治

静电是指绝缘物质上携带的相对静止的电荷, 它是由不同的物体接触摩擦时在物质间发生电子转移而形成的带电现象。静电表现为高电压、低电流, 静电电位往往高达几千伏特甚至上万伏特。

当高电位的带电体与零电位或低电位物体接触形成不大的间隙时, 就会发生静电放电火花, 有可能引起爆区发生早爆事故。如果在瓦斯煤尘爆炸危险地点产生高压放电火花, 还可能引起瓦斯煤尘爆炸事故。

预防静电的主要措施是尽量减少静电的产生和将已产生的静电电荷导入大地, 以及研制抗静电雷管等。具体可采取以下措施:

(1) 在压气装药系统中采用半导体输药管。半导体输药管在低压时, 导电性差, 随着电压升高其导出性也相应提高, 因而静电不易集聚。

(2) 对装药工艺系统采取防静电措施, 装药器和输药管都必须接地以防止静电集聚; 操作人员应穿半导体胶靴, 始终手持装药管, 以便随时将身上的电荷导走; 深孔装药完毕, 再在孔口处装电雷管, 以免在装药过程中引起电雷管早爆; 在装药期间, 雷管的脚线应短路但不接地, 以防止杂散电流和静电。

(3) 采用抗静电电雷管。

(4) 预防机械产生的静电影响, 对爆区附近的一切机械运转设备, 除要有良好地接地外, 雷管和电爆网路要尽量远离, 必要时, 在连接电爆网路到起爆前, 可暂停机械运转。

(5) 消除人体静电的产生, 在要求高的爆破作业中, 作业人员应穿防静电服装和鞋袜。井下工作人员严禁穿化纤衣服。

(6) 采用喷雾洒水提高井下空气相对湿度, 应采用湿式打眼, 严禁干式打眼。

除了以上几种原因引起早爆事故外, 还要防止机械能和热能引起的早爆事故, 冲击、摩擦、挤压等机械能以及火源和热源都可能引起爆破材料早爆, 必须按照爆破材料的运输、贮存和使用的安全措施严格执行, 防止早爆事故发生。另外, 由于发爆器使用时间长, 按钮或开头的接触片失去弹性, 致使按钮虽断开, 接触片仍处于接触状态。在发爆器充电过程中就有可能引起早爆事故或因充电电压不足引起拒爆, 因此, 应经常检查发爆器性能及内部结构, 发现问题及时修复。为防止此类早爆引起人员伤亡, 要等人员全部撤离危险区后方能开始充电起爆, 并加强警戒, 严禁先充电后发警戒信号, 或边充电边撤人, 严禁用发爆器代替通表进行电爆网路或电雷管的导通检查。

(二) 拒爆的预防与处理

通电爆破后, 雷管和药卷都不爆炸或雷管爆炸而药卷不爆炸的炮眼称为拒爆, 拒爆不但影响爆破效果, 而且给施工带来潜在威胁, 处理拒爆不当也会酿成事故。

1. 拒爆产生的原因

根据大量拒爆事故的调查分析, 产生拒爆的原因主要有雷管、起爆电源、爆破网路、引药、炸药等几个方面。

2. 拒爆的预防措施

(1) 禁止使用不合格的爆破器材, 不同类型、不同厂家、不同批量的雷管不得混用, 爆破材料在使用前, 须严格检查其质量和性能。

(2) 连线后检查整个线路, 查看有无错连或漏连, 接头要悬空, 并进行爆破网路的计算和起爆前的检测, 实测值与计算值之差应小于 10%。

(3) 经常检查发爆器和爆破母线, 并对发爆器的起爆能力进行验算。

(4) 装药前应认真清除孔内的岩(煤)粉, 装药时要用炮棍轻推药卷和引药, 防止捣实药卷使密度过大或捣坏雷管脚线。

(5) 在有水和潮湿炮孔装药时, 应采取有效的防水措施或选用抗水炸药。

(6) 对硝铵类炸药要采取措施防止间隙效应的发生。

3. 拒爆的处理方法

一旦发生拒爆, 应立即警戒, 并在班组长直接领导下进行处理, 并应在当班处理完毕, 如当班处理不完, 爆破工必须向下一班交代清楚, 并标出记号。处理拒爆时, 不允许进行与处理拒爆无关的其他工作。处理拒爆的方法如下:

因连线不良、错连、漏连造成的拒爆可重新连线爆破, 但重新连线爆破前, 要检查工作面的顶板、支架和瓦斯情况, 确认安全并确保起爆线路完好时, 方可重新起爆。

因其他原因造成的拒爆, 则应在距至少 0.3m 处重新打一个和拒爆眼平行的新炮眼, 重新装药爆破。重新打眼时, 应先弄清拒爆眼的角度、深度, 切不可距该眼太近, 以免发生事故。

处理拒爆时, 严禁用镐刨; 严禁从拒爆的炮眼中取出引药, 或从引药中拉出雷管; 严禁用打眼的方法往外掏或用压风去吹炸药, 也不准将炮眼残底(无论有无残药)继续加深, 严防发生意外爆炸。

对拒爆的炮眼进行爆破后, 应详细检查并收集未爆炸的爆破材料, 下班时交回爆破材料库。

(三) 残爆、爆燃和缓爆的预防

1. 残爆和爆燃

残爆是指炮眼里的炸药引爆后, 发生爆轰中断而残留一部分不爆药卷的现象。爆燃是炮眼里的药卷未能正常起爆, 没有形成爆轰而发生了快速燃烧, 或形成爆轰后又衰减成为快速燃烧的现象。残爆和爆燃由于炸药爆轰反应不完全, 都可能产生灼热的固体颗粒和生成大量有毒气体, 存在严重的安全隐患, 特别在有瓦斯、煤尘爆炸危险的工作面, 须引起充分重视。

造成残爆和爆燃的原因有:

(1) 违反规定采用了盖药和垫药的装药结构, 由于盖药和垫药处于引药传爆方向的反面, 多数不易爆轰, 易形成不稳定爆炸而衰减为爆燃或息爆, 垫药一般留在眼底, 盖药被抛入煤、岩堆中, 或在燃烧中散落在煤、岩堆上, 有可能引燃瓦斯、煤尘。

(2) 装药前炮眼中煤、岩粉未清除干净, 在装药过程中药卷间积有煤、岩粉隔层, 使药卷不能密接, 导致传爆中断或衰减成爆燃。

(3) 在较深炮眼中, 药卷和眼壁间存在间隙, 由于间隙效应造成部分药卷拒爆或爆燃。

(4) 装药时药卷被捣实, 密度增大、传爆稳定性降低, 造成爆燃或拒爆。

(5) 炸药质量差,或在潮湿的水炮眼内未采用防水措施或抗水炸药,使炸药起爆敏感度下降;或者雷管起爆能力不足,使药卷不能达到稳定爆轰,造成息爆和爆燃。

残爆和爆燃的预防措施:首先应严格检查炸药雷管的质量,不合格的药卷和雷管不能使用,并按规定制作引药,装药前认真清除炮眼中的煤(岩)粉;其次装药时轻送炸药,不要猛力捣实药卷,严禁采用盖药和垫药,并采取措施防止间隙效应发生。

2. 缓爆

在爆破网路通电以后,炮眼内雷管按时爆炸后,炸药未能立即发生爆炸,但引起了炸药的热分解或爆燃,继而转为爆炸;或者雷管起爆量不正常,其传导和点燃时间过长,导致药卷非正常延期爆炸,这种现象称为缓爆。缓爆事故和早爆事故一样,也是突发性的,一旦发生将造成严重伤亡事故。

发生缓爆的主要原因:起爆能不足、炸药雷管变质、药卷密度过大或过小,炸药的热分解或爆燃形成的热量和压力在密闭的炮眼内逐渐积聚,使其转化为爆炸。此外,雷管的电引火装置和起爆药的质量不合格,也会引起缓爆。

炮眼内药卷缓爆时间可达几分钟,甚至十几分钟或更长,往往发生在爆破工爆破后返回工作面检查时,因而最容易造成伤亡事故。所以,爆破后,不要过早地进入工作面,通电爆破后,对于瞬发电雷管至少等5min;延期电雷管至少等15min,方可进入工作面进行检查和处理。

预防缓爆的主要措施有:选用合格的炸药和雷管,装药密度应处于最佳密度之间,装药时防止用力过猛捣实炸药;保证足够的起爆能,使炸药达到稳定爆轰;电雷管使用前应严格检查其起爆能力和引火装置,确保电雷管的延期时间准确。

(四) 放空炮的防治

当炮眼中炸药爆炸后,形成的爆炸作用难以克服岩石的抵抗作用,爆炸气体沿炮眼喷出只在眼壁和眼口处造成局部破坏,而不能按预期效果破碎岩(煤)体,这种现象称为放空炮。放空炮不仅不能破碎岩(煤)体,达不到爆破目的,而且喷出的高温高压气体产物还可能引起瓦斯、煤尘爆炸,严重威胁矿井安全,必须引起足够的重视。

产生放空炮的原因主要有:爆破参数设计不合理或未按设计要求施工,造成炮眼密度过大或过小、装药量不足等;炮眼封泥长度不够或封泥材料和质量不合要求;炸药雷管质量差、起爆能不足、传爆不稳定、爆炸威力小;起爆顺序不合理或雷管段别装错,造成后爆眼先爆,抵抗过大现象。

预防放空炮的措施主要有:合理确定爆破参数,正确布置炮眼和确定起爆顺序;严格检查炸药雷管质量,不合格品严禁使用;保证炮眼封泥长度和充填质量;采用合格的炮泥材料;严格按照爆破说明书和规程要求操作。

爆破后发现放空炮炮眼,必须先检测其深度、角度,并在距其0.3m以上的地方重新打眼装药爆破。在有瓦斯工作面,须将放空炮的炮眼用黄泥封住,以防止炮眼里积存瓦斯,严禁在放空炮的炮眼中再装药爆破,严禁在放空炮的炮眼中重新打眼。

(五) 爆破崩倒支架和崩坏输送机的防治

1. 爆破崩倒支架

爆破崩倒支架是引起工作面冒顶事故的主要原因之一,不利于顶板管理,而且易崩坏支架、使支架达不到要求的支撑力而失效、增加生产成本、危及工作面生产安全。此类事

故虽严重性大的不多,但经常发生、累计起来危害很大,须引起重视。

爆破崩倒支架的原因主要有:支架架设不符合质量、规格要求,支架没打上劲、背得不实、棚顶空等,爆破前未经检查和加固处理;爆破参数选择不当,炮眼浅、装药量大,眼口朝向支架;爆破后有大块崩出,或抛掷距离远、抛掷力大;支架紧靠煤壁、放炮前未松帮,炮道宽度不够等。

为防止爆破崩倒支架,应加强支架架设质量,爆破前进行检查,对支设不合格的支架应进行加固,并松帮,保证支架与煤壁间留有一定宽度和炮道;合理选择爆破参数布置炮眼,严格按照爆破图表要求操作,并根据岩(煤)层条件、顶板情况及时调整炮眼布置和装药量;采用微差爆破技术,减少抛掷距离、改变抛掷方向,可大大减少爆破崩倒支架事故。

在回采工作面,如发现爆破崩倒支架现象,应先检查顶板,后补支柱,并划紧背实,否则禁止进行其他工作。在掘进工作面,爆破后应由外向里检查支架与顶板,及时将崩歪和崩倒的支架重新架设好,并要插实背紧,钉好拉条。崩倒支架的地方发生局部冒顶时,应及时采用措施。

2. 爆破崩坏输送机

爆破崩坏输送机不仅造成经济损失,而且影响生产。产生此类事故的原因有两方面:一是刮板输送机布置较高,衬垫不平稳,没有支撑和掩盖,溜槽间连接不紧;二是炮眼布置位置低,底眼俯角大,装药量多。

为预爆破崩坏输送机必须将刮板输送机摆平、摆直、摆稳、尽量降低溜槽高度,节与节之间连接要紧,并预先支撑和背实;合理布置炮眼,炮眼位置、角度要适宜,装药量不能过大,并采用合理的起爆顺序,先爆腰、顶眼、后爆底眼,减小向输送机溜槽方向的抛掷边。

(六) 炮烟熏人的预防

炮烟就是爆破后产生的烟尘,它既包含炸药爆炸后产生的有毒气体,又包含爆炸时产生的煤(岩)粉尘,当炮烟浓度较大或人长时间受到炮烟中的一氧化碳、氧化氮、硫化氢和二氧化硫等有毒气体的毒害时,往往会发生炮烟熏人事故。

1. 造成炮烟浓度过大的原因

所用炸药质量低劣,变质严重,炮眼封泥不符合要求,炸药爆炸反应不完全,有毒气体生成量大;一次起爆炸药量过多,超过了工作面通风能力而不能在一定时间内将炮烟排出或者通风管理不善,工作面风量不足,炮烟不能及时排出,而作业人员提前进入工作面;掘进巷道过长,炮烟长时间游浮在巷道中,在局部通风机通风巷道,如因管理不善出现循环风,或因通风距离长、阻力大、巷道中风流缓慢而不能及时排除炮烟;作业人员在回风道中距爆破地点较近、炮烟浓度大,如未能及时撤离,则易发生炮烟中毒。

2. 炮烟熏人的预防措施

炸药爆炸产生的有毒气体,不仅对人体有害,而且还会对瓦斯爆炸起催化作用。因此必须防止炮烟浓度超限,常用的预防措施有:

(1) 选用质量合格的矿井许可炸药,并优先用有毒气体生成量少的含水炸药;且要保证炮眼封泥长度和质量。

(2) 一次爆破的炸药量要与通风能力相适应,每爆炸 1kg 炸药需要的风量不能小于

25m³/min。

(3) 加强通风管理、减少漏风和通风阻力，局部通风机位置要符合规定、防止形成循环风，采掘工作面应避免串联通风。

(4) 爆破前后，在爆破地点 20m 范围内要充分洒水，以便吸收、溶解部分有毒气体和粉尘，采掘工作面要实施综合防尘。

(5) 爆破后要有足够的通风时间，炮烟被新鲜风流冲淡吹散后，作业人员方可进入工作面，在通过炮烟区时，要用湿毛巾堵塞住口鼻、迅速通过。

(6) 爆破工作面排烟的回风巷道，应有足够的断面，不应长期堆积坑土、煤、矸等障碍物，在距爆破地点一定距离的回风巷道中，最好持绳、立牌作为警戒，防止有人进入浓炮烟区。

第五节 机电运输安全技术

一、井下安全用电

(一) 井下安全用电要求

1. 《煤矿安全规程》对井下用电的有关规定

普通型携带式电气测量仪表，必须在瓦斯浓度 1.0% 以下的地点使用，并实时监测使用环境的瓦斯浓度。

井下不得带电检修、搬迁电气设备、电缆和电线。检修或搬迁前，必须切断电源，检查瓦斯，在其巷道风流中瓦斯浓度低于 1.0% 时，再用与电源电压相适应的验电笔检验；检验无电后，方可进行导体对地放电。控制设备内部安有放电装置的，不受此限。所有开关的闭锁装置必须能可靠地防止擅自送电，防止擅自开盖操作，开关把手在切断电源时必须闭锁，并悬挂“有人工作，不准送电”字样的警示牌，只有执行这项工作的人员才有取下此牌送电。

2. 安全用电作业制度

1) 停送电制度

严格执行停送电制度，停送电期间不得换人；在无人值班的变电所，停电后应设专人看守。严禁约时停、送电，严禁约定信号停、送电。

2) 验电、放电、接地、挂牌制

(1) 验电前，应先检查周围的瓦斯浓度，当瓦斯浓度低于 1% 时，用与电源电压相适应的验电笔验电。

(2) 当验明确实停电后，用短路接地线先接地，然后将被检修的设备、导线三相短路。

(3) 工作前，应将电气设备的闭锁装置锁好，并挂上“禁止合闸，有人工作”的警示牌。

(二) 触电事故及预防

1. 电流对人体的作用及影响

触电对人体伤害的程度很复杂。一般讲电流对人体的伤害大致可分为两大类：即电击

和电伤。电击是指电流通过人体内部,造成人体内部器官损伤和破坏。电伤是指强电流瞬间通过人体的某一局部或电弧对人体表面造成的烧伤。在触电死亡事故中,多数是电击死亡事故。因此,触电事故主要是指电击事故。

2. 触电的方式

1) 接触性触电

两相触电是指人体同时接触带电的两根相线(火线)的触电。由于电气设备的两根相线相距较近,触电电流仅通过人体的一小部分。因此,发生两相触电死亡事故比较少。

单相触电是指人体接触一相带电体,这时触电的危险程度取决于电网中性点是否接地和触电环境(如图2-66所示)。

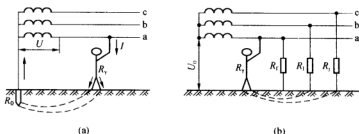


图2-66 单相触电

a—中性点接地; b—中性点绝缘

2) 非接触触电

非接触触电是指当人靠近高压带电体,距离小于或等于放电距离时,人与高压带电体之间产生放电而引起的触电。这时,通过人体的电流虽然很大,但人会被迅速击倒而脱离电源,有时不会导致死亡,但会造成严重烧伤。

3. 预防人身触电的措施

防止触电的主要措施有:

(1) 严格遵守电气作业安全的有关规章制度,提高作业人员的操作水平。

(2) 不得带电检修、搬迁电气设备、电缆和电线。

(3) 使人体不能触及或接近带电体。首先,将人体可能触及的电气设备的带电部分全部封闭在外壳内,并设置闭锁机构,只有停电后外壳才能打开,外壳不闭合送不上电。对于那些无法用外壳封闭的电气设备的带电部分,采用栅栏门隔离,并设置闭锁机构。将电机车架空线这种无法隔离的裸露带电导体安装在一定高度,防止人无意触及。

(4) 设置保护接地。当设备的绝缘损坏,电压窜到其金属外壳时,把外壳上的电压限制在安全范围内,防止人身触及带电设备外壳而造成触电事故。

(5) 在供电系统中,装设漏电保护装置,防止供电系统漏电造成人身触电和引起瓦斯或煤尘爆炸。

(6) 采用较低的电压等级。对那些人身经常触及的电气设备(如照明、信号、监控、通信和手持式电气设备),除加强手柄的绝缘外,还必须采用较低的电压等级。如:手持

式煤电钻和照明装置的额定电压不应大于 127V, 矿井监控设备的额定电压不应大于 24V。

(7) 维修电气装置时要使用绝缘工具。如: 绝缘夹钳、绝缘手套、绝缘套鞋等。

(三) 井下杂散电流及静电

1. 井下杂散电流

任何不按指定通路而流动的电流叫杂散电流。在煤矿井下通常将直流牵引网路的直流漏电流叫做杂散电流。它是以泄漏形式出现的, 因此也称泄漏电流。

1) 杂散电流的产生

架线电机车的牵引网络中, 轨道是回电导体, 也就是说电机车从架空线上取得的电流是沿着轨道回到牵引变电所负母线上去的。由于轨道与大地不是绝缘的, 因此, 本来从轨道回到牵引变电所负母线上去的电流, 就可能有部分电流不通过轨道而通过大地或其他管线回到牵引变电所的负母线上, 即产生杂散电流。此外, 架空线的绝缘不良也产生杂散电流。

2) 杂散电流的危害

矿井杂散电流会对邻近的金属管道和铠装电缆金属外皮造成腐蚀, 缩短金属管道和铠装电缆的使用寿命。

矿井杂散电流可能引起电雷管的前期爆炸, 造成人员安全的威胁。这是由于一般电雷管只需 1~1.5V 的电压就可以引爆, 而在杂散电流的影响下, 轨道与大地之间的电位差有可能达到 1~1.5V。因此, 两根放炮线一根与轨道接触, 另一根与地接触这样就可能引爆雷管。

杂散电流流经的途径还会产生火花, 有引起瓦斯煤尘燃烧与爆炸的可能。

3) 井下杂散电流的防治措施

防治的措施有:

(1) 架空线必须有不少于两道的绝缘。绝缘瓷瓶要定期清扫, 减少架空线对地的漏电。

(2) 对轨道和道岔的接缝必须进行可靠的电气联接, 接缝处的电阻不超过同种钢轨 4m 长度的电阻值。各平行轨之间每隔 50m 要连接一根断面不小于 50mm² 的铜线或其他具有等效电阻的导线。

(3) 增大轨道与大地的接触电阻, 保持轨道清洁、干燥。对沿线管路和金属铠装电缆铺设点增加绝缘, 也可增加杂散电流过渡电阻, 减少杂散电流。

(4) 不回电的轨道和架线电机车回电轨道之间, 必须加两个绝缘点, 第一个绝缘点设在两种轨道的连接处; 第二个绝缘点设在不回电的轨道上, 其与第一个绝缘点必须大于 1 列车 (斜巷一串车) 长度。绝缘点处应无积水, 绝缘电阻值不应小于 50kΩ。

2. 井下静电危害及预防

1) 静电的产生

产生静电的原因有多种, 如两种不同的绝缘物体之间互相摩擦, 就产生了静电, 存在于物体上; 还有静电感应起电等。物体的绝缘程度越高, 空气越干燥, 产生的静电电位就越高; 物体间互相摩擦的时间越长, 压力、速度越大, 接触分离的速度就越大, 产生的静电电位也越高。

2) 静电的危害

静电的危害是多方面的,其中最大的危害是放电火花所起瓦斯、煤尘爆炸事故。带静电的物体,通过某一尖端或某一突出部分对地或对空放电,当放电火花能量达到0.28mJ以上时,就能引爆瓦斯、煤尘,甚至可点燃临近的易燃品,引起火灾。

3) 静电的预防

井下防静电的措施有:

(1) 井下禁止使用非抗静电型塑料管。应使用矿用抗静电塑料管,这种塑料管可使静电泄放。

(2) 带式输送机托辊的非金属材料零部件和包胶滚筒的胶料,抗静电性必须符合有关规定。

(3) 接地。为了消除绝缘体上积聚的静电,在有可能产生静电的绝缘体和大地之间,保持1000Ω以下电阻值的接地,使静电按一定的速度泄漏入地,防止放电电流过大而产生放电火花。

(4) 增加湿度,在某些场合也可以使用静电消除器。

(5) 严禁穿化纤衣服下井。

二、隔爆型电气设备的失爆及防治措施

(一) 隔爆型电气设备的常见失爆现象

电气设备的隔爆外壳失去了耐爆性或隔爆性(即不传爆性)就是失爆。

1. 隔爆外壳的失爆现象

(1) 外壳有裂纹、开焊、严重变形时。严重变形是指长度超过50mm,同时凹凸深度超过5mm者。

(2) 使用未经法定的检验单位发证所生产的防爆部件(指受压传爆的关键部件)。

(3) 隔爆壳内外有锈皮脱落。

(4) 连锁装置不全、变形,起不到机械连锁的作用等。

(5) 隔爆室(腔)的观察窗(孔)的透明件松动、破裂或其机械强度不符合规定者。

(6) 设备的隔爆腔之间的隔爆结构被破坏,如隔爆型电动机内的隔爆绝缘座被去掉等情况。

(7) 改变隔爆外壳原设计安装尺寸,导致电气间隙或爬电距离不符合规定者。

2. 用螺栓固定的隔爆接合面的失爆现象

(1) 缺螺栓、弹簧垫圈或螺母;

(2) 弹簧垫圈未压平或螺栓松动;

(3) 螺栓或螺孔滑扣,未采取规定措施。

(二) 隔爆型电气设备的失爆原因及防治措施

(1) 由于维护和检修不当防护层脱落,使得防爆面落上矿尘等杂物。

(2) 井下电气设备由于移动和搬迁不当造成外壳变形及机械损伤都能使隔爆型电气设备失爆。为此电气设备应安装在支护良好的地点,移动和搬迁设备时要小心轻放。

(3) 由于不熟悉设备的性能,在装卸过程中没有采用专用工具或发生误操作。

(4) 螺钉紧固的隔爆面,由于螺孔深度过浅或螺钉太长,而不能很好地紧固零件。

为此应检查螺孔是否有杂质，螺扣是否完好，装配前应进行检查和处理。

(5) 由于工作人员对防爆理论知识掌握不够，对各种规程不能正确贯彻执行，以及对设备的防爆要求马虎大意，均可能造成失爆。为此应加强安全培训学习，提高安全意识，克服麻痹大意的思想。

三、电火花产生的原因及预防

电流所产生的热、火花和电弧是导致爆炸性气体混合物爆炸的主要点火源。为了防止电火花的产生，有必要了解电火花的形成与特点。

(一) 形成电火花、电弧的主要原因

1. 电路放电火花

电路切换时产生的电火花是电源能量和电路中储能元件的储蓄能量向通断电极间隙的放电现象（释放能量）。电火花实质上是电路的电子流及电极间气体电离的离子形成的导电带，并夹杂着熔融金属粒子和蒸气（又称液态金属桥），在极高的电流密度作用下，产生了高温和高热。当其能量超过了可燃介质的最小点燃能量时就会引起爆炸。

2. 井下形成电火花的原因

- (1) 开关在正常工作时，要接通或切断电路，在开关触头间会形成高温电弧。
- (2) 井下电网在出现接地故障时，在接地点会形成电火花。
- (3) 电气设备（包括电缆、电线）发生漏电故障时，在漏电点也会形成电火花。
- (4) 电气设备由于相间绝缘遭到破坏，导致相间发生短路，在短路点会产生电弧。

(二) 预防电火花、电弧产生的主要措施

- (1) 采用防爆电气设备。
- (2) 设置漏电保护，及时切除具有危险性的漏电网路。
- (3) 设置接地保护系统，减小漏电产生的电火花的能量，以减小引爆瓦斯和煤尘的危险性。
- (4) 合理选择电气设备的额定值，并装设继电保护装置。
- (5) 加强电气设备日常维护工作，确保其达标运行。

四、矿井提升安全知识

(一) 立井提升安全知识

1. 对提升容器的有关规定与要求

1) 吊桶

- (1) 应采用不旋转提升钢丝绳。
- (2) 吊桶必须沿钢丝绳罐道升降。在凿井初期，尚未装设罐道时，应符合《煤矿安全规程》规定。
- (3) 吊桶上方必须装保护伞。
- (4) 吊桶边缘上不得坐人。
- (5) 装有物料的吊桶不得乘人。
- (6) 用自动翻转式吊桶升降人员时，必须有防止吊桶翻转的安全装置。严禁用底开式吊桶升降人员。

(7) 吊桶提升到地面时, 人员必须从井口平台进出吊桶, 并只准在吊桶停稳和井盖门关闭以后进出吊桶。双吊桶提升时, 井盖门不得同时打开。

2) 罐笼

(1) 乘人层顶部应设置可以打开的铁盖或铁门, 两侧装设扶手。

(2) 罐底必须满铺钢板, 如果需要设孔时, 必须设置牢固可靠的门; 两侧用钢板挡严, 并不得有孔。

(3) 进出口必须装设罐门或罐帘。

(4) 提升矿车的罐笼内必须装有阻车器。

(5) 单层罐笼和多层罐笼的最上层净高不得小于 1.9 m, 其他各层净高不得小于 1.8m。

(6) 罐笼每层内 1 次能容纳的人数应明确规定。超过规定人数时, 把钩工必须制止。

(7) 提升装置的最大载重量和最大载重差, 应在井口公布, 严禁超载和超载重差运行。

(8) 升降人员或升降人员和物料的单绳提升罐笼、带乘人间的箕斗, 必须装设可靠的防坠器。

2. 对提升系统安全运行的有关规定与要求

(1) 立井使用罐笼提升时, 井口、井底和中间运输巷的安全门必须与罐位和提升信号联锁。

(2) 每一提升装置, 必须装有从井底信号工发给井口信号工 (不得越过井口信号工直接向绞车司机发信号) 和从井口信号工发给绞车司机的信号装置, 并与绞车的控制回路相闭锁, 不发信号不能开车。

(3) 用多层罐笼升降人员或物料时, 井上、下各层出车平台都必须设有信号工。

(4) 井口和井底车场必须有把钩工。

3. 上下井乘罐注意事项

(1) 上下井乘罐要听从指挥, 不能嬉戏打闹、抢上抢下。

(2) 要按照定员乘罐, 并关好罐笼门。

(3) 人货混装十分危险, 不要乘坐已装物料的罐笼。

(4) 开车信号已发出和罐笼、人车没有停稳时, 严禁上下。

(5) 运送火工品时, 要听从管理人员安排, 千万不能与上、下班人员同时乘罐。

(6) 乘罐时不能将头、手脚和携带的工具伸到罐笼外面。

(二) 倾斜井 (巷) 提升安全知识

倾斜井巷运送人员的人车必须有顶盖, 车辆上必须装有可靠的防坠器。运送人员必须有跟车人, 跟车人必须坐在设有手动防坠器把手或制动器把手的位置上。斜井人车必须设置使跟车人在运行途中任何地点都能向司机发送紧急停车信号的装置。斜井提升时, 严禁蹬钩、行人。运送物料时, 开车前把钩工必须检查牵引车数、各车的连接和装载情况。不符合要求, 严禁发出开车信号。倾斜井巷内使用串车提升时必须符合《煤矿安全规程》第三百七十条的规定:

(1) 在倾斜井巷内安设能够将运行中断绳、脱钩的车辆阻止住的跑车防护装置。

(2) 在各车场安设能够防止带绳车辆误入非运行车场或区段的阻车器。

- (3) 在上部平车场入口安设能够控制车辆进入摘挂钩地点的阻车器。
- (4) 在上部平车场接近变坡点处, 安设能够阻止未连挂的车辆滑入斜巷的阻车器。
- (5) 在变坡点下方略大于1列车长度的地点, 设置能够防止未连挂的车辆继续往下跑车的挡车栏。

(6) 在各车场安设甩车时能发出警号的信号装置。

上述挡车装置必须经常关闭, 放车时方准打开。兼作行驶人车的倾斜井巷, 在提升人员时, 倾斜井巷中的挡车装置和跑车防护装置必须是常开状态, 并可靠地锁住。

用架空乘人装置运送人员必须符合《煤矿安全规程》第三百六十八条的规定:

- (1) 巷道倾角不得超过设计规定的数值。
- (2) 蹬座中心至巷道一侧的距离不得小于0.7m, 运行速度不得超过1.2m/s, 乘坐间距不得小于5m。
- (3) 驱动装置必须有制动器。
- (4) 吊杆和牵引钢丝绳之间的连接不得自动脱扣。
- (5) 在下人地点的前方, 必须设有能自动停车的安全装置。
- (6) 在运行中人员要坐稳, 不得引起吊杆摆动, 不得手扶牵引钢丝绳, 不得触及邻近的任何物体。
- (7) 严禁同时运送携带爆炸物品的人员。

(8) 每日必须对整个装置检查1次, 发现问题, 及时处理。

倾斜井巷使用绞车提升时必须符合《煤矿安全规程》第三百七十一条的规定:

- (1) 轨道的铺设质量符合本规程第三百五十三条的规定, 并采取轨道防滑措施。
- (2) 托绳轮(辊)按设计要求设置, 并保持转动灵活。
- (3) 倾斜井巷上端有足够的过卷距离。过卷距离根据巷道倾角、设计载荷、最大提升速度和实际制动力等参量计算确定, 并有1.5倍的备用系数。
- (4) 串车提升的各车场设有信号硐室及躲避硐; 运人斜井各车场设有信号和候车硐室, 候车硐室具有足够的空间。

五、平巷运输安全知识

(一) 电机车运输安全要求

1. 采用机车运输时, 应遵守下列规定:
 - (1) 列车或单独机车都必须前有照明, 后有红灯。
 - (2) 正常运行时, 机车必须在列车前端。
 - (3) 同一区段轨道上, 不得行驶非机动车辆。如果需要行驶时, 必须经井下运输调度室同意。
 - (4) 列车通过的风门, 必须设有当列车通过时能够发出在风门两侧都能接收到声光信号的装置。
 - (5) 巷道内应装设路标和警标。
 - (6) 必须有用矿灯发送紧急停车信号的规定。非危险情况, 任何人不得使用紧急停车信号
 - (7) 两机车或两列车在同一轨道同一方向行驶时, 必须保持不少于100m的距离。

(8) 列车的制动距离每年至少测定一次。

2. 采用人车运送人员时, 应遵守下列规定

(1) 每班发车前, 应检查各车的连接装置、轮轴和车闸等。

(2) 严禁同时运送有爆炸性的、易燃性的或腐蚀性的物品, 或附挂物料车。

(3) 列车行驶速度不得超过 4m/s 。

(4) 人员上下车地点应有照明, 架空线必须安设分段开关或自动停送电开关, 人员上下车时必须切断该区段架空线电源。

(5) 双轨巷道乘车场必须设信号区间闭锁, 人员上下车时, 严禁其他车辆进入乘车场。

3. 乘车人员必须遵守下列规定

(1) 听从司机及乘务人员的指挥, 开车前必须关上车门或挂上防护链。

(2) 人体及所携带的工具和零件严禁露出车外。

(3) 列车行驶中和没有停稳时, 严禁上、下车和在车内站立。

(4) 严禁在机车上或任何两车厢之间搭乘。

(5) 严禁超员乘坐。

(6) 车辆掉道时, 必须立即向司机发出停车信号。

4. 在有轨道运输巷道中行走注意事项

(1) 为了防止巷道中来往车辆伤人, 在巷道的一侧都设有人行道, 行走时一定要走人行道。不要在轨道中间走, 也不要随便横穿电车轨道, 否则容易发生意外。如果一定要横过, 要看清前后来往车辆, 要在没有车辆时才能通过。

(2) 在人行道宽度不够的巷道里行走, 当车辆接近时, 要立即进入躲避硐暂避, 待车辆通过后再走。

(3) 带着长工具在有架线的巷道里行走时, 要注意不让工具碰着架线, 否则, 不但有可能碰坏架线, 还会有触电的危险。

(二) 人力推车安全要求

人力推车时要注意以下安全事项:

(1) 1 次只准推 1 辆车; 严禁在矿车两侧推车。

(2) 两车同向推进时, 要拉开适当的距离, 以防碰车造成矿车撞人。

(3) 推车时必须时刻注意前方。在开始推车、停车、掉道、发现前方有人或有障碍物, 从坡度较大的地方向下推车以及接近道岔、弯道、巷道口、风门、硐室出口时, 推车人必须及时发出警号。

(4) 严禁放飞车; 巷道坡度大于 7‰ 时, 严禁人力推车。

(5) 人力推车时, 要注意安全。推车人应事先了解线路情况, 在坡度较大的地段推车, 尤其要掌握好速度, 防止发生顶撞、掉道等事故。

(6) 推车进入车场后, 应该将推车速度降低, 发现前方红色信号灯或有障碍物, 应立即停车。矿车停在坡道上, 应使用木楔将车辆阻住, 有挡车器时应采用挡车器, 以防跑车。

(7) 推车时两手要紧握把手, 不要将手放在车沿及车角上, 防止被挤在矿车车帮与支架之间。矿车掉道时, 应立即在前、后方设置标志, 迅速复轨。复轨时尽量不要用肩

扛,手抬,这样容易损伤身体,应使用撬杠,避免发生危险。

六、刮板输送机运行安全知识

1. 刮板输送机引起伤人的原因

- (1) 人被转动部分绞伤。
- (2) 用刮板输送机运长料(或物料)时人被挤伤或撞伤。
- (3) 人员违章乘坐刮板输送机或在溜槽内行走时,机头或机尾向上翘起、刮板链突然向上跳动将人员打伤。
- (4) 其他人误开机而造成人身伤亡。

2. 主要预防措施

(1) 凡是转动、传动部位应按规定设置保护罩或保护栏杆;机尾应设护板;须横越输送机的行人处必须设置人行过桥。

(2) 不准在输送机槽内行走,更不准乘坐刮板输送机;当需要运送长料时,必须制定安全措施,其操作顺序是:放料时,要顺刮板输送机运行方向,先放长料的前端,后放尾端;取料时,先取尾端,禁止先取前端。

(3) 严格执行停机处理故障、停机抢修的制度,停机后在开关处要挂上“有人工作,禁止开机”牌,并与采煤机闭锁,严禁运行中清扫刮板输送机。

(4) 采煤工作面的刮板输送机,必须沿着输送机安设能发出停止或开动的信号装置,开机前先发信号,后点动试车,待观察没有异常情况时再正式开机。

(5) 移动刮板输送机的液压装置必须完整可靠,移动刮板输送机时,必须有防止冒顶、片帮伤人和损坏设备的安全措施,刮板输送机机头、机尾必须打牢锚固柱。

(6) 刮板输送机两侧电缆要按规定认真吊挂,特别是工作面移动的电缆要管理好,防止落入机槽内被刮坏或拉断而造成事故。

(7) 必须有维护保养制度,保证设备性能良好。

(8) 刮板输送机的液力耦合器必须按规定注入难燃液,易熔合金塞熔化后,必须立即排除故障,更换符合标准的易熔合金塞,严禁用其他物品代替。

七、带式输送机运行安全知识

(一) 带式输送机运行安全要求

(1) 采用滚筒驱动带式输送机运输时,必须符合《煤矿安全规程》第三百七十三条规定。

(2) 采用钢丝绳牵引带式输送机运输时,必须符合《煤矿安全规程》第三百七十四条规定。

(二) 带式输送机伤人事故的预防

(1) 带式输送机的驱动装置、液力耦合器、传动滚筒、尾部滚筒等要设置保护罩和保护栏杆,防止人员靠近造成滚筒伤人事故。

(2) 带式输送机启动前要检查机头、机尾,确认无人后发出启动信号,先点动开车,待无异常时,方可正式开机。输送机停车后,必须切断电源。不切断电源,不准检修;挂有“有人工作,禁止开机”标志牌时,任何人不得开机。

(3) 严禁乘坐和跨越输送机。如需站在输送机上检修时,要切断电源并加锁,并在电源开关上悬挂“有人工作,禁止开机”标志牌。处理输送带打滑、跑偏时要有安全措施。

(4) 清扫、连接以及检修输送机或更换托辊时应停机、闭锁、挂牌。运转时,严禁用手直接接触转动部位;禁止用铁锹或其他工具刮托辊或滚筒上的粘着物;不得用工具拨弄托辊和拨正跑偏输送带,以免发生人身事故。

(5) 带式输送机的安装维修质量要达到标准,安装做到平、直,运转灵活。各种保护装置齐全。运行中发现问题及时处理,及时维修,加强对设备的保养。

(6) 带式输送机运行时,禁止人员跨越胶带,若要跨越,需经过桥。运行中禁止乘坐。

(7) 停机前,应将输送带上的煤卸完;司机离开岗位时要切断电源。

复习思考题

1. 什么是煤层?煤层有哪些特征?
2. 什么是煤层顶板和底板?有哪几种?
3. 煤层产状有哪些要素?
4. 常见的地质构造有哪些?简述各种地质构造的特征。
5. 断层有哪些要素?对煤矿开采有何影响?
6. 矿图有哪几类?如何识读采掘工程平面图?
7. 井田开拓包括哪些内容?
8. 井田的划分方法有几种?
9. 简述井田开拓方式的分类及其特点。
10. 简述立井开拓的井巷掘进顺序及生产系统。
11. 简述煤层间的联系方式及其特点。
12. 简述井底车场的形式及其特点。
13. 简述运输大巷的布置方式及其特点。
14. 简述采煤方法的分类及其特点。
15. 矿用炸药分几类?各类炸药的选用条件如何?
16. 如何防止爆破引起瓦斯、煤尘爆炸事故?
17. 《煤矿安全规程》规定井下各级配电电压和各种电气设备的额定电压等级分别为多少?
18. 《煤矿安全规程》对井下检修、搬迁电气设备、电缆和电线的规定是什么?
19. 井下安全用电作业制度有哪些?
20. 什么是触电?触电的方式有哪些?
21. 防止触电的措施有哪些?
22. 什么是杂散电流?杂散电流的危害是什么?有哪些防治措施?
23. 隔爆型电气设备常见的失爆现象有哪些?
24. 预防电火花、电弧产生的主要措施有哪些?

25. 产生静电的原因有哪些？井下防静电的措施有哪些？
26. 上下井乘罐注意事项有哪些？
27. 乘人车的人员必须遵守哪些规定？
28. 人力推车有哪些安全要求？
29. 预防刮板输送机伤人的措施有哪些？

第三章 煤矿矿井通风技术

借助于机械或自然风压,使地面空气进入井下,并在井巷中作定向和定量地流动,最后排出矿井的全过程称为矿井通风。

矿井通风的目的就是保证矿井空气的质量符合要求。其主要任务:一是要供给井下足够的新鲜空气,满足井下工作人员呼吸所必需的新鲜风量;二是有效的稀释和排除矿井生产过程中产生的瓦斯及其他各种有毒有害气体,以达到允许的浓度,保证矿井空气的清洁度,并有效防止瓦斯、煤尘爆炸及矿井火灾事故;三是给井下工作人员创造一个良好的工作环境,保证井下风流的质量(成分、温度和速度)和数量符合国家安全卫生标准,以保障井下人员身体健康和生命安全;四是全面提高矿井的防灾抗灾能力。

第一节 矿 井 空 气

井下作业是在地下几十米到千余米的有限空间内进行的。井下自然条件复杂,工作空间狭窄,环境条件较差,为了保证矿工身体健康、生产作业安全、提高劳动生产效率,必须借助矿井通风系统源源不断地给井下输送适量的新鲜空气,以保证井下有一定数量和质量的空气,稀释、排除有害气体和矿尘,创造一个既能保证矿井安全生产,又不危害人员的矿内空气环境。

一、矿井空气的主要成分

井下空气的主要来源是地面空气,但地面空气进入井下以后,会发生物理和化学两种变化,因而井下空气的质量和数量都和地面空气有着较大的区别。

地面空气进入矿井以后即称为矿井空气。通常,当正常的地面空气进入矿井后,其成分与地面空气相同或接近,并且符合相关规程要求时,称为矿内新鲜空气。

(一) 地面空气的组成

围绕地球表面的空气层称为大气,地面空气是由多种气体组成的干空气和水蒸气组合而成的混合气体,亦称为湿空气。

大气圈中位置较低的纯净而干燥的均质层空气的化学组成成分的比例是稳定的,其中氧气和氮气含量的变化量在0.004%以内;空气中其他成分随时间、地点和海拔高度不同而有一定的变化,但并不明显。

干空气是指完全不含有水蒸气的空气,由氧、氮、二氧化碳、氩、氖和其他一些微量气体所组成的混合气体。干空气的组成成分比较稳定,其主要成分见表3-1。

湿空气是指含有水蒸气的空气,但其水蒸气含量的变化会引起湿空气物理性质和状态的变化。

表3-1 干空气的组成成分表

| 气体成分 | 按体积计/% | 按质量计/% |
|-------------------------|--------|--------|
| 氧气 (O ₂) | 20.90 | 23.10 |
| 氮气 (N ₂) | 78.13 | 75.55 |
| 二氧化碳 (CO ₂) | 0.03 | 0.05 |
| 氩气 (Ar) | 0.93 | 1.29 |
| 其他气体 | 0.01 | 0.01 |

(二) 矿井空气的主要成分及基本性质

由于井下生产过程,产生了各种有毒有害的物质,使矿井空气的成分发生了一系列的变化。其表现为:含氧量降低,二氧化碳量增加,并混入了矿尘和有毒有害气体(如CO、NO₂、H₂S、SO₂…),空气的温度、湿度和压力等也发生了变化。这种充满在矿井巷道中的各种气体、矿尘和杂质的混合物,统称为矿内污浊空气。

矿井空气的主要成分是氧、氮和二氧化碳,而氮为惰性气体,在井下变化很小。

1. 氧气 (O₂)

氧气为无色、无味、无臭的气体,比重为1.1。氧元素是一种非常活泼的元素,能与很多元素起氧化反应,氧气能帮助物质燃烧和供人与动物呼吸,是空气中不可缺少的气体。

当氧与其他元素化合时,一般是发生放热反应,放热量决定于参与反应物质和生成物质的量和成分,而与反应速度无关。当反应速度缓慢时,所放出的热量往往被周围物质所吸收,而无显著的热力变化现象。

氧气是维持人体正常生理机能所需要的气体,人体维持正常生命过程所需的氧气量,取决于人的体质、精神状态和劳动强度等因素。人体在休息时需氧量为0.25L/min,工作和行走时为1~3L/min。

当空气中的氧气浓度降低时,人体就可能会产生不良的生理反应,出现种种不舒适的症状,严重时可导致缺氧死亡。人体需氧量与劳动强度的关系见表3-2。

表3-2 人体需氧量与劳动强度的关系

| 劳动强度 | 呼吸空气量/(L·min ⁻¹) | 氧气消耗量/(L·min ⁻¹) |
|------|------------------------------|------------------------------|
| 休息 | 6~15 | 0.2~0.4 |
| 轻劳动 | 20~25 | 0.6~1.0 |
| 中度劳动 | 30~40 | 1.2~2.6 |
| 重劳动 | 40~60 | 1.8~2.4 |
| 极重劳动 | 40~80 | 2.5~3.1 |

矿井空气中氧浓度降低的主要原因有:

- (1) 有机物及无机物(坑木、煤、岩石)氧化。
- (2) 爆破工作。

(3) 井下火灾及瓦斯、煤尘爆炸。

(4) 矿井中各种气体(瓦斯、二氧化碳及其他气体)的混入,使氧含量相对地降低。

(5) 人的呼吸。

(6) 煤炭自燃。

(7) 煤岩和生产过程中产生的各种有害气体,也使空气中的氧浓度相对降低。

不同国家关于风流中氧气浓度的规定见表3-3。我国《煤矿安全规程》规定,采掘工作面的进风流中,氧含量不得低于20%。

表3-3 不同国家关于风流中氧气浓度的规定

| 国家或组织 | 国际劳工局 | 俄罗斯、德国 | 美国、日本 |
|-------|-------|--------|-------|
| 地 点 | 进风流 | 工作地点 | 行人巷道 |
| 氧浓度/% | 19 | 20 | 19 |

2. 二氧化碳(CO₂)

1) 性质

二氧化碳是无色、略带酸味的气体,相对空气的密度为1.52,约为空气密度的1.5倍,是一种较重的气体,很难与空气均匀混合,所以二氧化碳也有“重气”之称。二氧化碳易溶于水,不助燃,也不能供人呼吸,略有毒性,对眼、鼻、喉黏膜有刺激作用。因为它比空气重,故常积存在采区下山、盲巷、暗井、采空区和通风不良的巷道底部。

2) 对人体的危害

二氧化碳对人体的呼吸有刺激作用。当肺气泡中二氧化碳增加2%时,人的呼吸量就会增加一倍。人在快步行走和紧张工作时感到喘气和呼吸频率增加,就是因为人体内氧化过程加快后,二氧化碳的生成量增加,使血液酸度加大刺激神经中枢,引起频繁呼吸。所以在急救受有害气体伤害的患者时,常常首先让患者吸入混有5%二氧化碳的氧气,以帮助患者加强呼吸。

二氧化碳在大气中含量极少,对人体无害,但当井下空气中二氧化碳浓度过大时,会使氧含量相对地降低,形成缺氧,使人中毒或窒息。当井下空气中CO₂浓度达到5%时,人就出现耳鸣、无力、呼吸困难等现象;达到10%~20%时,人的呼吸就会处于停顿状态,失去知觉,时间稍长会有生命危险。

3) 二氧化碳的来源

(1) 人的呼吸(劳动时,每人每小时呼出45~50L二氧化碳)。

(2) 工程爆破(1kg硝化甘油炸药爆炸时,能产生250L二氧化碳)。

(3) 煤及含碳岩石的氧化。

(4) 有机物的氧化(如坑木腐朽)。

(5) 煤、岩层裂隙中自由放出。

(6) 矿井发生瓦斯、煤尘爆炸和火灾事故时,也将产生大量的二氧化碳。

《煤矿安全规程》第一百三十九条规定,采掘工作面风流中二氧化碳浓度达到1.5%时,必须停止工作,撤出人员,查明原因,制定措施,进行处理。

同时《煤矿安全规程》规定：有人工作或可能有人到达的井巷，二氧化碳浓度不得大于0.5%，总回风流中，二氧化碳浓度不得超过1%。

3. 氮气 (N_2)

氮是一种无色、无味、无臭的气体，相对空气的密度为0.97，它本身无毒、不助燃，也不供人呼吸。在正常情况下，氮对人无害，但在井下有限的空间里，当空气中氮含量过高时，将相对地减少氧含量，而使人缺氧窒息。氮气是一种惰性气体，可将其用于井下防火和防止瓦斯爆炸。

矿井空气中氮气含量增大的原因：

- (1) 有机物质的腐烂。
 - (2) 爆破工作 (1kg 的硝化甘油炸药爆炸时能产生 135L 的 N_2)。
 - (3) 天然的氮气从煤、岩裂隙中涌出。
- 在通风正常的井巷中氮含量一般变化不大。

二、矿井空气中的主要有毒有害气体及其危害防治

矿井空气中的主要有毒有害气体有：一氧化碳、硫化氢、二氧化硫、二氧化氮和瓦斯等，上述气体的基本性质、来源、危害性、中毒症状及最高允许浓度见表3-4。

矿井空气中的有害气体，除以上介绍的5种主要有害气体外，还有二氧化碳、氢气和氦气等。

为了防止有害气体的危害，应采取以下措施：

(1) 加强通风以冲淡瓦斯。防止有害气体危害，最根本的措施就是加强通风，不断供给井下新鲜空气，将有害气体冲淡到《煤矿安全规程》规定的安全浓度以下，并排至矿井以外，以保证工作人员的安全和健康。同时，这也是矿井通风的基本任务之一。

(2) 坚持检查，争取主动。应用各种仪器仪表检查、监视井下各种有害气体的发生、发展及积聚情况，是防止有害气体危害的一种重要手段。只有通过检查来掌握情况并发现问题，才可能争取主动，防患于未然。

(3) 喷雾洒水，减少生成。在生产过程中，爆破工作将会生成大量的有害气体，为了减少其生成量，应禁止使用非标准炸药，严格爆破制度和执行《煤矿安全规程》有关规定，爆破应使用水炮泥。掘进工作面爆破时，应进行喷雾洒水，以溶解氧化氟等有害气体，同时消除炮烟和煤尘。有二氧化碳涌出的工作面亦可使用喷雾洒水的办法使其溶于水。在使用的喷雾洒水中加入石灰及一些药剂，效果会更好。

(4) 禁入险区避免窒息。井下通风不良的地方或不通风的旧巷内，往往聚积大量的有害气体，因此，在不通风的旧巷口要设置栅栏，并挂上“禁止入内”的牌子。如果要进入这些巷道，必须先进行检查，当确认巷道中空气对人体无害时才能进入，以避免窒息死亡事故的发生。

(5) 及时抢救减少伤亡。当有人由于缺氧窒息或呼入有害气体中毒时，应立刻将窒息或中毒者移到有新鲜空气的巷道或地面，进行急救，最大限度地减少人员伤亡。

(6) 抽放瓦斯。如果煤、岩层中某种有害气体的储藏量较大，可采取回采前预先抽放的办法。如我国许多矿井将煤岩层中的瓦斯预先抽放出来，送到地面，并加以利用。

表 3-4 矿内空气有害气体性质、来源及危害

| 气体名称 | 基本性质 | | 主要来源 | 危害性 | 中毒症状 | 最高允许浓度/% |
|------|------------------------------|----------|---------------------------------------|------------|---|---------------|
| | 色味臭 | 相对于空气的密度 | | | | |
| 瓦斯 | 无色、无味、无臭，但有时会发出一种类似苹果香味的特殊气味 | 0.554 | 从煤层或岩层中涌出 | 不助燃、有燃烧爆炸性 | 浓度为 43% 时，呼吸困难，气喘；浓度为 57% 时，时间稍长就会死亡 | 见《煤矿安全规程》有关规定 |
| 一氧化碳 | 无色、无味、无臭 | 0.97 | 爆破工作、井下火灾、瓦斯、煤尘爆炸 | 不助燃、有燃烧爆炸性 | 轻度中毒：（浓度为 0.048% 时，1h 内）耳鸣、头痛、心跳；严重中毒：（浓度为 0.128% 时，0.5~1h 内）四肢无力，呕吐，丧失劳动能力；致命中毒：（浓度为 0.4% 时，短时间内）丧失知觉，痉挛，呼吸停顿，假死。一氧化碳中毒的显著特征是嘴唇呈桃红色，两眼有红斑点 | 0.024 |
| 二氧化氮 | 红褐色 | 1.57 | 爆破工作。通常爆破后产生一氧化氮，因其极不稳定，遇空气中氧即转化为二氧化氮 | 不助燃、有燃烧爆炸性 | 浓度为 0.006% 时，咳嗽、胸部发痛；浓度为 0.01% 时，剧烈咳嗽、呕吐、神经系统麻木；浓度为 0.025% 时，短时间内即可中毒死亡。二氧化氮中毒具有潜伏期，中毒后 6h 甚至更长时间才能出现中毒征兆。有手指指尖及头发变黄，吐出淡黄色粘液等特征 | 0.00025 |
| 硫化氢 | 无色、稍甜、有臭鸡蛋味 | 1.19 | 有机物腐烂、含硫矿物水解放出工作，煤岩体中放出 | 不助燃、无燃烧爆炸性 | 浓度为 0.01% 时流涎和清水鼻涕，呼吸困难；浓度为 0.02% 时眼、鼻、喉受强烈刺激，头痛、呕吐、四肢无力；浓度为 0.05% 时，0.5h，人失去知觉、痉挛、死亡 | 0.00066 |
| 二氧化硫 | 无色、有强烈硫磺燃烧味 | 2.20 | 含硫矿物氧化及自然；在含硫矿层中进行爆破工作，煤岩体放出；硫化矿尘爆炸 | 不助燃、无燃烧爆炸性 | 浓度为 0.002% 时，引起眼睛红肿、流泪、咳嗽、喉痛；浓度为 0.005% 时，引起急性支气管炎、肺水肿，并在短时间内死亡；由于二氧化硫对眼睛及呼吸器官有强烈的刺激作用，故煤矿工人称之为“眼睛气体” | 0.0005 |

第二节 矿井气候条件

矿井气候条件是指矿井空气的温度、湿度和流速 3 个参数的综合作用。这 3 个参数也称为矿井气候条件的 3 要素。

(一) 矿井气候对人体热平衡的影响

新陈代谢是人类生命活动的基本过程之一。人不论在休息或在工作时, 身体不断地产生热量和散失热量, 以保持热平衡, 使体温保持在 $36.5 \sim 37^{\circ}\text{C}$ 。如果失去了这种平衡, 人体就会感到不舒服。这种热平衡直接受周围气候条件的影响。人体产生的热量随人的体质、年龄和劳动强度大小的不同而变化, 成年人进行轻微工作时, 每小时能产生约 502.4 kJ 的热量, 而进行繁重的劳动时, 则每小时能产生 1046.7 kJ 以上的热量。人体散热主要是通过人体皮肤表面与外界的对流、辐射和汗液蒸发这三种基本形式进行的。在对流过程中起主导作用的是人与周围空气的温度差和空气的流动速度; 在辐射的过程中, 人体与周围介质的热交换是与两者的绝对温度差成正比; 蒸发散热取决于周围空气的相对湿度和流速。因此, 当气温较低时, 人体产生的热量大部分以对流及辐射形式散失; 在气温超过 25°C 的情况下, 对流及辐射散热将大大减少 (《煤矿安全规程》第一百零二条规定: 采掘工作面的温度不得超过 26°C), 而当气温超过 37°C 时, 人体的主要散热方式是出汗蒸发。人体出汗 1 mL 能散热 2.43 J。因此, 气候条件的好坏, 对人体的健康和劳动生产率的提高有着密切的关系。

矿井气候条件的 3 个参数是影响人体热平衡的主要因素:

(1) 空气温度对人体对流散热起主要作用。当气温低于体温时, 对流和辐射是人体主要散热方式, 温差越大, 对流散热量越多; 当气温等于体温时, 对流散热完全停止, 蒸发成了人体的主要散热方式; 当气温高于体温时, 人体依靠对流不仅不能散热, 反而要从外界吸热, 这时蒸发几乎成为人体唯一的散热方式。

(2) 相对湿度影响人体蒸发散热的效果。随着气温的升高, 蒸发散热的作用越来越强。当气温较高时, 人体主要依靠蒸发散热来维持人体热平衡。此时若相对湿度较大, 汗液就难于蒸发, 不能起到蒸发散热的作用, 人体就会感到闷热, 因为只有在汗液蒸发过程中才能带走较多的热量。当气温较低时, 相对湿度较大, 又由于空气潮湿增强了导热, 会加剧空气对人体的冷感。

(3) 风速影响人体的对流散热和蒸发散热的效果。对流散热强度随风速的增大而增大, 同时蒸发散热、散湿的效果也随风速的增大而增强。如有风的天气, 晾衣服干得快就是这个道理。

(二) 矿井空气温度

矿井空气的温度是影响气候条件的主要因素, 温度过高或过低时, 都会使人感到不适。最适宜的井下空气温度是 $15 \sim 20^{\circ}\text{C}$ 。

1. 影响矿井空气温度的因素

影响矿井空气温度的因素很多, 而且也很复杂, 主要有以下 8 个因素, 即岩层温度、地面空气温度、氧化生热、水分蒸发吸热、空气的压缩与膨胀、地下水、通风强度及其他因素等。

2. 矿井空气温度的变化规律

矿井温度受着多种因素的影响,其中有升温作用的,也有降温作用的。从许多矿井的实践看,一般升温作用都大于降温作用。其变化规律是:

(1) 在进风路线上(在地面气温影响范围内),气温随四季而变化,和地表气温相比,有冬暖夏凉的现象。在冬季,地面冷空气进入井下后,冷空气与地温进行热交换,风流吸热,地温散热,因地温随深度增加,且风流下行受压缩,故沿线空气温度逐渐升高;夏季与冬季的情况大致相反,沿线空气温度逐渐降低,故进风路线有冬暖夏凉的现象。

(2) 在整个风流路线上,回采工作面一般是气温最高的区段。地面气温的影响范围(指进风风流流经路线长度或称距离)一般为1000~2000m,超过此距离,不论冬季还是夏季,随着进风路线的延长,矿井空气温度会逐渐升高。至回采工作面时,温度一般达到最高。这是因为回采工作面除有煤、岩的氧化作用外,还有人体散热和机械运转、爆破等因素的影响。

开采深度大,进风路线长且超过一定距离时,回采工作面的温度常年保持不变;开采深度不大,进风路线短时,回采工作面的空气温度将随地面气温的变化而变化。

(3) 在回风路线上,因通风强度较大、风速高,水分蒸发吸热,同时气流向上流动而膨胀降温,使气温略有下降,但基本上常年变化不大。

(三) 矿井空气的湿度

1. 湿度的概念

空气的湿度是指空气中所含水蒸气数量的多少,表示湿度的方法有两种:

(1) 绝对湿度。绝对湿度是指单位体积空气中所含水蒸气的量,用 f 表示,单位是 g/m^3 。

(2) 相对湿度。相对湿度是指单位体积空气中所含水蒸气的量(f)与同温度下饱和水蒸气量($F_{\text{饱}}$)之比的百分数,用公式表示如下:

$$\phi = \frac{f}{F_{\text{饱}}} \times 100\% \quad (3-1)$$

式中 ϕ ——相对湿度,%;

f ——空气中所含水蒸气量(即绝对湿度), g/m^3 ;

$F_{\text{饱}}$ ——同温度下的空气饱和水蒸气量, g/m^3 。

2. 井下相对湿度的测定方法

湿度测量的仪器有:手摇式湿度计、毛发湿度计、风扇式湿度计及遥测通风干湿湿度计等多种。目前我国矿山常用毛发湿度计和风扇式湿度计。

这里仅就风扇湿度计测定法介绍如下:风扇式湿度计由两支温度计组成(图3-1),其中一支为干温度计,另一支是温度计的液球上包裹着湿纱布,故称湿温度计。当空气中水蒸气量未达到饱和时,湿纱布的水分被蒸发,使湿温度计的读数低于干温度计读数,根据干、湿温度计读出的差值可从表3-5查出相对湿度。

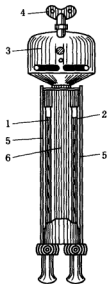


图3-1 风扇式湿度计

1, 2—干、湿温度计; 3—风扇;
4—旋钮; 5, 6—空气导管

表 3-5 用干湿温度计测算相对湿度

| 干温度计 读数/℃ | 干、湿温度计读数之差/℃ | | | | | | | | 干温度计 读数/℃ | 干、湿温度计读数之差/℃ | | | | | | | |
|--------------|--------------|----|----|----|----|----|----|----|--------------|--------------|----|----|----|----|----|----|----|
| | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| | 相对湿度/% | | | | | | | | | 相对湿度/% | | | | | | | |
| 0 | 100 | 81 | 63 | 46 | 28 | 12 | | | 18 | 100 | 90 | 80 | 72 | 63 | 55 | 48 | 41 |
| 5 | 100 | 86 | 71 | 58 | 43 | 31 | 17 | 4 | 19 | 100 | 91 | 81 | 72 | 64 | 57 | 50 | 41 |
| 6 | 100 | 86 | 72 | 59 | 46 | 33 | 21 | 8 | 20 | 100 | 91 | 81 | 73 | 65 | 58 | 50 | 42 |
| 7 | 100 | 87 | 74 | 60 | 48 | 36 | 24 | 14 | 21 | 100 | 91 | 82 | 74 | 66 | 58 | 50 | 44 |
| 8 | 100 | 87 | 74 | 62 | 50 | 39 | 27 | 16 | 22 | 100 | 91 | 82 | 74 | 66 | 58 | 51 | 45 |
| 9 | 100 | 88 | 75 | 63 | 52 | 41 | 30 | 19 | 23 | 100 | 91 | 83 | 75 | 67 | 59 | 52 | 46 |
| 10 | 100 | 88 | 77 | 64 | 53 | 43 | 32 | 22 | 24 | 100 | 91 | 83 | 75 | 67 | 59 | 53 | 47 |
| 11 | 100 | 88 | 79 | 65 | 55 | 45 | 35 | 25 | 25 | 100 | 92 | 84 | 76 | 68 | 60 | 54 | 48 |
| 12 | 100 | 89 | 79 | 67 | 57 | 47 | 37 | 27 | 26 | 100 | 92 | 84 | 76 | 69 | 62 | 55 | 50 |
| 13 | 100 | 89 | 79 | 68 | 58 | 49 | 39 | 30 | 27 | 100 | 92 | 84 | 77 | 69 | 62 | 56 | 51 |
| 14 | 100 | 89 | 79 | 69 | 59 | 50 | 41 | 32 | 28 | 100 | 92 | 84 | 77 | 70 | 64 | 57 | 52 |
| 15 | 100 | 90 | 80 | 70 | 61 | 51 | 43 | 34 | 29 | 100 | 92 | 85 | 78 | 71 | 65 | 58 | 53 |
| 16 | 100 | 90 | 80 | 70 | 61 | 53 | 45 | 37 | 30 | 100 | 92 | 85 | 79 | 72 | 66 | 59 | 53 |
| 17 | 100 | 90 | 80 | 71 | 62 | 55 | 47 | 40 | | | | | | | | | |

通常所说的湿度一般均指相对湿度而言，相对湿度值是表示空气干、湿程度的参数。在一定的温度与压力下，饱和水蒸气量 $F_{\text{饱}}$ 是一个常数，而相对湿度 ϕ 和绝对湿度 f 成正比， ϕ 值越大，空气越潮湿； ϕ 值越小，空气越干燥。一般认为相对湿度 ϕ 值在 50% ~ 60% 较为适宜。

3. 矿井空气湿度的变化规律

矿井空气的湿度是随着地面空气湿度和井下滴水情况的不同而变化。

在一般情况下，在矿井进风路线上有冬干夏湿的现象。在冬季，地面空气进入矿井后，因温度升高，空气饱和能力加大（ $F_{\text{饱}}$ 值增大），使相对湿度降低，所以沿途要吸收水分，使进风井巷显得干燥；夏季地面空气进入矿井后，温度逐渐下降，饱和能力变小，空气中所含的一部分水蒸气凝结成水珠，附着于巷道壁上，使沿途井巷显得潮湿。但是，进风井巷如果有淋水，即使在冬天，也是潮湿的。

（四）井巷断面上的风速测定

风速是指风流单位时间内流过的距离。井巷中的风速过高或过低都会影响工人的身体健康。风速过低时，汗水不易蒸发，人体多余热量不易散失掉，人就会感到闷热不舒服，同时瓦斯也容易积聚；风速过高时，容易使人感冒，矿尘飞扬，对安全生产和工人的身体健康都不利。因此，《煤矿安全规程》第一百零一条规定了采掘工作面和各类井巷的最低、最高允许风速，见表 3-6。

目前常用的风速测量仪器仪表有：叶轮式风表、数字风表和超声波风速仪等。下面以机械叶轮式风速计为例介绍风速测定的方法。

表 3-6 各类井巷的最低、最高允许风速

| 井 巷 名 称 | 允许风速/($\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$) | |
|-------------------|---|-----|
| | 最 低 | 最 高 |
| 无提升设备的风井和风硐 | | 15 |
| 专为升降物料的井筒 | | 12 |
| 风 桥 | | 10 |
| 升降人员和物料的井筒 | | 8 |
| 主要进、回风巷 | | 8 |
| 架线电机车巷道 | 1.0 | 8 |
| 运输机巷, 采区进、回风巷 | 0.25 | 6 |
| 采煤工作面、掘进中的煤巷和半煤岩巷 | 0.25 | 4 |
| 掘进中的岩巷 | 0.15 | 4 |
| 其他通风行人巷道 | 0.15 | |

1. 机械叶轮式风速计(风表)原理与结构

机械叶轮式风速计又叫风表, 风表按测量范围又分为高速风表($10 \sim 30 \text{m/s}$)、中速风表($1 \sim 10 \text{m/s}$)、低速风表($0.1 \sim 0.5 \text{m/s}$); 按其结构可分为叶轮式和杯式两种, 如图 3-2 所示。叶轮式风表, 主要由叶轮、传动蜗轮、蜗杆、计数器、指针及回零杆、离合闸板、护壳底座等构成。离合闸板能使计数器与叶轮轴连接和分开, 用来开关计数器。回零杆的作用是能够使风表指针回零。风表的叶轮由铝合金叶片组成, 叶片与旋转轴的垂直平面成一定角度。当风流吹动风轮时, 通过传动机构将运动传给计数器, 指示出叶轮的转速, 称为表速 v_a 。再按风表校正曲线查得真实风速 v_t , 即为测风断面上的风速。如图 3-3 为某叶轮式风表的校正曲线, 图中 1 部分为非线性区, 2 部分为线性区。在线性区内 v_t 与 v_a 的关系可用式 (3-2) 表示:

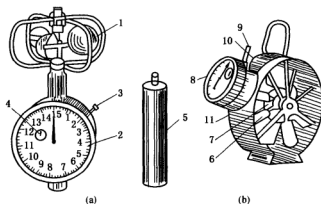


图 3-2 风表

a—杯式风表; b—叶轮式风表

- 1—杯架; 2—计数器; 3—启动杆; 4—计时指针; 5—表把; 6—叶轮;
7—蜗杆轴; 8—计数器; 9—开关; 10—回零压杆; 11—外壳

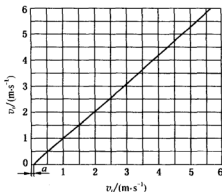


图 3-3 风表校正曲线图

$$v_t = a + bv_s \quad (3-2)$$

式中 a ——常数，取决于风表转动部件的惯性和摩擦力；

b ——校正系数，取决于风表的构造和尺寸；

v_s ——风表的指示风速，格/min 或格/s。

2. 风表操作方法及注意事项

1) 操作方法

(1) 测定前先打开离合闸板，风表转动而指针不动；然后按一下回零杆，使大小指针回零；同时准备好秒表，并使秒表回零。

(2) 为了克服风表运转部件的惯性抵抗力，让风表空转 20 ~ 30s，风表的叶轮面尽量与风流方向垂直。

(3) 测风时，风表和秒表同时动作，并按一定的测定路线均匀地移动风表。当到达测定时间后，同时制停风表和秒表，从风表的表盘上读取表速 v_s 。

2) 使用注意事项

使用风表应注意如下几个问题：

(1) 风表要远离人体。

(2) 所用风表的测量范围要与所测风速相适应。

(3) 叶轮平面要与风流垂直，风表度盘一侧背向风流，按线路法测风时，移动风表速度要均匀。

(4) 秒表和风表的开关要同步。

(5) 同一断面测定三次，三次测值之差不应超过 5%，然后取其平均值。

(五) 改善矿井气候的主要措施

1. 加大风量

风量被认为是影响矿井气候的首要参数。风量不仅对矿井气候有着决定性的影响，而且也是生产矿井自身能够通过生产措施进行调整变化的少数几个参数之一。

在岩石温度较高时，风流被加热最严重的就是回采工作面，因此提高回采工作面的风量是很有效果的。

如果回采工作面采用自移式液压支架控制顶板,就会使回采工作面的净断面变小,导致回采工作面的额定风量不可能加大。采用自移式液压支架时,回采工作面的净断面 A 取决于煤层厚度 M ,大约可按式(3-3)计算:

$$A = 3(M - 0.3) \quad (3-3)$$

如果 $M = 1、2$ 或者 3m ,则出于液压支架的限制,极限风量分别为 $570、1380$ 及 $2200\text{m}^3/\text{min}$ 。

回采工作面的风量现在已提高很多,但较回采工作面煤炭产量的提高却慢得多。从1958年以来,回采工作面的日产量已提高了5倍,而这期间回采工作面提高的风量总共不到3倍。在矿井回采工作面安装大功率的风流冷却设备,可以大大改善矿井气候。

若回采工作面位于较大的开采深度而且日产量较大时,按所期望的回采工作面风量来确定矿井气候实际上是多余的。结果证实,在条件适合时应尽可能加大风量。

2. 改进通风方式

用下行通风代替上行通风。因为如果风流从已经冷却的巷道中进入较深的开采水平,则在回采工作面可望获得 $1 \sim 2^\circ\text{C}$ 的有利温度值。

当风流方向与煤流方向一致时也可取得一定的效果,因为运输过程中煤炭的散热及运输机运行中的散热已不影响工作面。与煤炭运输使用进风平巷相比较,若放在回风平巷中,则回采工作面风流入口的有效温度将降低 $4 \sim 5^\circ\text{C}$,而工作面风流出口的有效温度将减小 $1 \sim 2^\circ\text{C}$ 。

3. 其他措施

一个重要的热源就是从回采工作面及回风平巷的采空区中涌出的热量,它将使风流恶化。这种热源在U形通风系统前进式开采时特别大。此时改善矿井气候的措施就是采用后退式开采或者加护巷密闭墙与采空区隔离。

还有一系列其他的改善矿井气候的措施,比如使用压缩空气作动力、对通风巷道实行隔热、在通风巷道中排除不必要的潮湿源、矿井空调等措施。这些措施的使用只有在特殊条件下才有意义。

第三节 矿 井 通 风

一、矿井通风系统

风流由进风井口进入矿井后,经过井下各用风场所,然后从回风井排出矿井,风流所经过的整个路线及其配套的通风设施称为矿井通风系统。

矿井通风系统包括矿井通风方式、通风方法、通风网路和通风设施:

通风方式 进风井和出风井的布置方式,可分为中央式、对角式和混合式3类。

通风方法 可分为自然通风和机械通风2种,根据矿井主要通风机的的工作方法,可分为抽出式、压入式和压抽混合式3种。

通风网路 采区或矿井通风系统中风路的连接形式,通常用不按比例的单线条示意图来表示,这叫做通风网路图。它是分析、研究采区或矿井通风系统合理性、解算网路、改善通风管理等的基础资料。

通风设施 引导、隔断和控制风流,保证风流按照需要,定向、定量地流动的设施。

矿井通风系统是否合理,对能否保证各用风地点的供风、保证安全生产,能否有利于基本建设和降低通风费用起着决定性的作用。

矿井通风系统设计与选择的基本原则是:

- (1) 确保风流稳定可靠,风量足够。
- (2) 力求经济合理,尽量减少通风阻力,降低通风费用。

对矿井通风系统的基本要求是:

- (1) 总的要求是矿井投产较快,安全可靠,经济效益好。
- (2) 进风井口要避免受到有害气体和粉尘的侵入,以免污染入风流。
- (3) 每一矿井必须有完整的独立通风系统。《煤矿安全规程》第一百零七条指出:矿井必须有完整的独立通风系统。改变全矿井通风系统时,必须编制通风设计及安全措施,由企业技术负责人审批。

(4) 如果用箕斗井或胶带输送机井兼作进风井,必须遵守《煤矿安全规程》第一百一十条的规定:箕斗井风流速度不得超过 6m/s , 胶带输送机井风流速度不得超过 4m/s , 并应有可靠的降尘措施。

(5) 如果用箕斗井回风,井上下装、卸载装置和井塔(架)必须有完善的封闭措施,其漏风率不得超过 15% , 并应有可靠的防尘措施。装有带式输送机的井筒兼作回风井时,井筒中的风速不得超过 6m/s , 且必须装设甲烷断电仪。

(6) 每一生产水平和每一采区都必须有独立的回风道,实行分区通风。采区准备时,必须先采区构成贯穿风流后,方可开掘其他巷道。

(7) 回采和掘进工作面都应独立通风。

(8) 井下火药库必须有单独进风流,回风必须直接引入矿井主要回风道。井下充电室必须单独通风,回风可以引入采区回风道。井下机电硐室均须设在进风流中,当其深度不超过 6m 、入口宽不小于 1.5m 时,可以扩散通风。个别机电硐室经矿总工程师批准,可设在回风中,但瓦斯不得超过 0.5% , 并应设置瓦斯自动检测报警断电装置。

(9) 对于主要并联风流,要尽力使其阻力与按需分风算出的阻力互相接近。

(10) 进风井口必须布置在粉尘、有害和高温气体不能侵入的地方。

(11) 总回风道不得作为主要人行道,矿井风流和主通风机的噪声不得造成公害。

二、矿井通风方式

每一通风系统至少有一个进风井和一个回风井。通常以罐笼提升井兼做进风井,回风井则常是专用风井,因为回风流中含有有害气体和粉尘。箕斗井和带式输送机井一般不用于进风,因为箕斗装卸和带式输送机运煤时会产生大量粉尘;在装运过程中还会有瓦斯泄出,这些都会污染入风流,在利用箕斗井兼作回风井时、井上下装载煤仓及井塔需采取完善的密闭措施、减少漏风,并采取防尘防火措施,防止引起煤尘爆炸。

按进、回风井在井田内的位置不同,通风系统分为中央式、对角式、分区式及混合式等类型。

1. 中央式

进、回风井均位于井田走向中央,风流在井下的流动路线是折返式的,因而风路长,

阻力大,而且边远采区与中央采区风阻相差悬殊,当井田走向很长时这个问题更突出,边远采区可能因此风量不足,通过中央采区采空区的漏风则较大。按进、回风井沿倾斜方向相对位置的不同,它又可分为以下两种:

1) 中央并列式

进、回风井均布置在中央工业广场内,地面建筑和供电均集中布置,以便于管理,但井底车场附近漏风大,要特别加强管理(图3-4)。

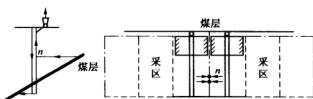


图3-4 中央并列式通风系统

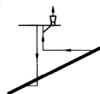


图3-5 中央并列式通风另一形式

该通风方式适用于井田走向长度不大(小于4km)、矿井瓦斯与煤层自然发火都不严重的矿井。

另一种形式如图3-5所示,回风井只开凿到回风水平,从而避免了运输繁忙的生产水平井底车场向回风井的漏风。

2) 中央边界式(图3-6)

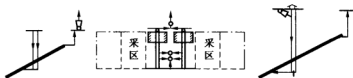


图3-6 中央边界式通风系统

其进、回风井在沿倾斜方向上相隔一段距离。回风井通常位于井田浅部边界沿走向的中央,不在工业广场内。进、回风道间的漏风主要是通过中央采区的采空区。工业广场不受抽出式主要通风机噪音的影响。

适用于井田走向长度不大,煤炭自然发火比较严重的矿井。

2. 对角式

进、回风井分别位于井田的两翼称为单翼对角式;进风井位于井田中央、回风井设在两翼,称为两翼对角式(图3-7)。风流在井下的流动路线是直向式的,因此路线较短,阻力和漏风较小,各采区间风阻比较均衡,便于按需要控制风量分配,矿井所需总风压也比较稳定;工业广场不受回风的污染和抽出式主要通风机噪音的危害。

矿井设计中一般采用两翼对角式,一些煤矿由于地形的限制或者地质条件变化、一翼

的煤量缺失而形成单翼对角式。两翼对角式适用于井田走向长、产量高、所需风量大、煤炭易自燃、有煤与瓦斯突出危险的矿井。与中央式通风相比，对角式通风系统的安全出口较多，吨煤所需通风电耗较小，但管理相对分散，发生事故时反风较困难。

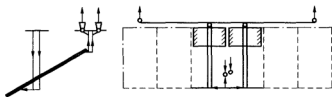


图 3-7 两翼对角式通风系统

当井田范围和产量特别大时，也可采用间隔对角式。它的进、回风井沿走向间隔布置，这样可避免由一个井筒集中进风，通风路线较短的不定。

3. 分区式（或称分区对角式）

开采井田的浅部时，在各采区分别开采不深的小回风井，就可不必开掘沿走向的总回风道；进风井通常位于井田走向的中央（图 3-8 及图 3-9）。在开采转入深部后，往往转变成两翼对角式。

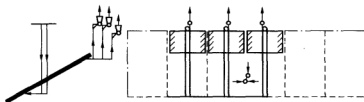


图 3-8 分区抽出式通风系统

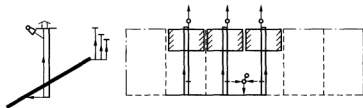


图 3-9 分区压入式通风系统

原煤炭工业部在总结矿井生产、建设的经验和借鉴国外先进技术的基础上，于 1984 年制定了《关于改革矿井开拓布置的若干技术规定（试行）》。规定指出，井田走向长或瓦斯含量大的新建或改扩建的 240 万 t 以上的大型矿井，宜采用分区开拓。分区通风、集

中出煤、各分区应有独立的通风系统（进、回风井）；没有煤和瓦斯突出或无高温危害的矿井，初期一般宜采用中央并列式或中央边界式通风；煤层赋存浅的矿井，可采取分区通风。分区开拓风井，既可改善通风条件，又能利用风井准备采区，缩短建井工期。选择井筒位置时主要考虑有利于第一水平开采，兼顾其他水平，以缩短贯通距离，减少石门工程量，加快建井速度和减少第一水平的井下运输费。

4. 混合式

由上述诸种方式混合组成。例如中央分列与两翼对角混合式、中央并列与两翼对角混合式等。其特点是进、出风井的数量较多，通风能力大，布置较灵活，适应于井田范围大，地质和地表地形复杂，产量大、瓦斯涌出量大的矿井。

淮南潘集矿区煤层埋藏深、温度高、瓦斯涌出量大，产量和风量较大，其通风系统采用中央并列（风井只开凿到回风水平）与两翼对角混合式。

5. 矿井通风方式的比较

中央并列式的优点：初期开拓工程量小，投资少，投产快；地面建筑集中，便于管理。两个井筒集中布置，便于开掘，并筒延深工作方便，并筒安全煤柱少，易于实现矿井反风。

中央并列式的缺点：矿井通风路线是折返的，因此风路较长，阻力较大，而且风压不稳定，通风机效率低，电能消耗大；由于进、出风井距离太近，特别是井底漏风较大，容易造成风流短路；安全出口少。

中央边界式的优缺点与中央并列式的优缺点相反。

对角式的优缺点亦与中央并列式的优缺点相反。

6. 采场通风方式和回采巷道布置

采场通风方式的选择与回采顺序、通风能力和巷道布置有关。特别是高瓦斯矿井、高温矿井需要风量大，通风方式是否合理成为影响工作面正常生产的重要因素。在这种情况下，对工作面通风应满足如下原则要求：

（1）工作面有足够风量并符合《煤矿安全规程》要求，特别要防止工作面上隅角积聚瓦斯；

（2）沿空留巷时的巷旁应采取防漏风措施；

（3）风流应尽量单向顺流，减少折返逆流，使系统简单，风路短；

（4）根据通风要求，进回风巷应有足够的断面和数目。

（5）采场通风方式有 U、Z、Y、H、W 形等几种，如图 3-10 所示。

1) U 形通风（图 3-10a）

在区段内后退回采方式中，这种通风方式具有风流系统简单、漏风小等优点，但风流线路长、变化大。当前进式回采用 U 形通风时，漏风量较大，如果瓦斯不太大，工作面通风能满足要求，即可采用。目前，这种通风方式在我国用得比较普遍。

2) Z 形通风（图 3-10b）

由于进风流与回风流的方向相同，所以也可称为顺流通风方式。当采区边界有回风上山时，采用这种通风方式配合沿空留巷可使区段内的风流路线短且长度稳定，漏风量小，通风效果比 U 形方式好。

3) Y 形通风（图 3-10c）

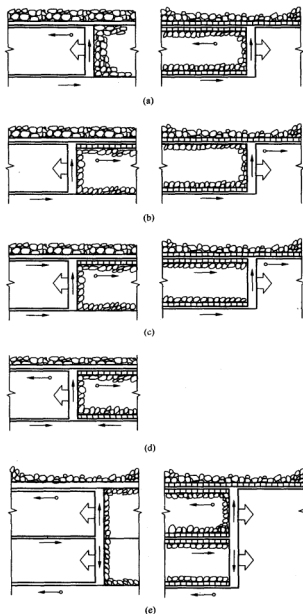


图 3-10 各种类型通风方式示意图

a—U 形通风方式；b—Z 形通风方式；c—Y 形通风方式；d—H 形通风方式；e—W 形通风方式

当采煤工作面产量大和瓦斯涌出量大时，采用 Y 形通风可以稀释回风流中的瓦斯。对于综采工作面，上下平巷均进新鲜风流有利于上下平巷安装机电设备，可防止工作面上隅角积聚瓦斯及保证足够的风量。这种方式也要求没有边界回风上山；当无边界上山、区

段回风巷设在上平巷进风巷的上部（留设区段煤柱护巷）时，则称为偏 Y 形通风。

4) H 形通风（图 3-10d）

与 Y 形通风的区别在于工作面两侧的区段运输、回风巷均进风或回风，增加了风量，有利于进一步稀释瓦斯。这种方式通风系统较复杂，区段运输巷、回风巷均要先掘后留，掘进、维护工程量较大，故较少采用。

5) W 形通风（图 3-10e）

当采用对拉工作面时，可用上下平巷同时进风（或回风）和中间平巷回风（或进风）的方式。采用 W 形通风有利于满足上下工作面同采，实现集中生产的要求。这种通风方式的主要特点是不用设置第二条风道；若上下端平巷进风，在该巷中回撤、安装、维修采煤设备等有良好的环境；同时，易于稀释工作面瓦斯、使上隅角瓦斯不易积聚，排炮烟、煤尘速度快。

上述各种通风方式应根据工作面产量、风量要求等具体条件进行选择。

三、矿井通风方法

矿井通风方法根据风流获得的动力来源不同，可分为自然通风和机械通风 2 种。

（一）自然通风

利用自然因素产生的风压（即自然风压）作为通风动力，使空气在井巷中流动的通风方法叫做自然通风。

1. 自然风压的产生

在如图 3-11 所示的通风系统中，平硐与立井井口标高差为 Z ，A、D 在同一水平面上，所受的大气压力相等。考察空气柱 AB 和 CD，当井筒内外空气温度、湿度等自然参数不相同，则空气重度也不相同，因而使两空气柱的重量不等、造成两空气柱底部 B、C 两点所承受的压力不一样，产生压力差，从而促使空气流动。这种由自然因素产生的风压，我们称之为自然风压。

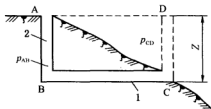


图 3-11 自然通风系统

1—平硐；2—立井

2. 自然风压的特性

（1）自然风压的大小和方向随季节气候变化而变化，风量不稳定，风向也易改变。

自然通风矿井（图 3-11），冬季，地面空气温度很低时，空气重度较大，则空气柱 CD 比空气柱 AB 重，此时空气由平硐口 C 流向立井井底 B，经立井井筒 AB 排至地面。夏季与冬季相反，风流自立井井口 A 流向井底 B，经由平硐排至地面。春秋季，地面空气温度与立井井筒内空气柱的平均气温相差不大，因此风量很少甚至出现井下风流停滞现象。

在一些山区里，因昼夜的气温相差很大，自然风流的方向昼夜之内都可能发生变化。

（2）机械通风矿井，自然风压仍然存在，其大小受进风量的影响而略有变化，即随进风量的增加而增大。

抽出式通风矿井出风流的温度一般保持常年不变，而进风流的温度受地表温度的影响随季节变化而变化。在冬季，当通风机吸入的风量越多，进风流温度就越低，则进、出风井的温度差越大，自然风压值也越大，即自然风压随风量的增加而增大。此时自然风压帮

助通风机通风（其值定为正值）。在夏季，就自然风压本身而言，其值同样是随风量的增加而增大，但这时的自然风压是削弱通风机的通风能力（其值定为负值）。

（3）自然风压的大小随矿井开采深度的加深而增大。

自然风压的大小按下式计算：

$$h_R = Z (\rho_{H1} - \rho_{H2}) g \quad (3-4)$$

式中 Z ——矿井开采深度，m；

ρ_{H1} ——进风井侧空气的平均密度，kg/m³；

ρ_{H2} ——出风井侧空气的平均密度，kg/m³；

g ——重力加速度，m/s²。

上式说明了自然风压的大小与矿井开采深度的关系。

要重视自然风压对机械通风矿井的影响。采用机械通风的矿井，自然风压始终存在，并在各个时期内影响着矿井通风工作。对自然风压较大的深井，自然风压对矿井通风起着重要作用，而且它在全年内可能均为正值，但是对于某些深度不太大而通风能力较弱的矿井，夏季的自然风压可能变为负值，甚至会出现风流的反向，这在通风管理工作中应给予充分重视，特别是高瓦斯矿井尤应注意，否则，可能造成严重的后果。

（二）机械通风

利用通风机的运转给空气一定的能量，造成通风压力以克服矿井通风阻力，使地面空气不断地进入井下，沿着预定路线流动，然后将污风再排出井外的通风方法叫机械通风。虽然自然风压始终存在，但由于自然风压的大小和方向受地面空气温度等自然因素的影响，无法保证矿井通风系统的稳定可靠。所以，《煤矿安全规程》第一百二十一条规定：矿井必须采用机械通风。

机械通风使用的通风机，根据其构造不同可分为离心式通风机和轴流式通风机两类；按服务范围不同可分为主要通风机、辅助通风机和局部通风机。主要通风机是指安装在地面的并向全矿井、一翼或一个分区供风的通风机。辅助通风机是指当某分区通风阻力过大、主要通风机不能供给足够风量时，为了增加风量而在该分区使用的通风机。局部通风机是指向井下局部地点供风的通风机。

根据矿井主要风机的工作方式及安装地点又可以将矿井通风方法分为抽出式、压入式和抽压联合式3种。由于《煤矿安全规程》要求“矿井必须采用机械通风”，因此，矿井通风方法也可仅指主要风机的工作方法。

1. 压入式通风

压入式通风是把主通风机安装在进风井口附近，利用风硐使之与进风井筒连通。当主通风机运转时，经过通风机的空气获得能量，风硐内空气压力增大、使之与井下、出风井口形成压力差，促使空气沿着预定路线流动，经各用风场所后，从出风井排出。在压入式通风矿井中，井下任何一点的空气压力都大于井外同标高的大气压力，因此，压入式通风又称为正压通风。如图3-12所示，矿井地面漏风是从矿内漏向矿外。

我国在第一个五年计划期间，许多矿井的第一水平离地表较浅，小窑分布多，顶板冒落裂隙直通地表，瓦斯小，所以较多采用了压入式，使一部分污风连同小窑积存的有害气体通过塌陷区排出地表。随着开采深度的增加，塌陷区不再通达地表，在开采第二水平时，逐渐过渡成抽出式。目前西南地区的一些新建矿井，如渡口矿区，由于尚在浅部，其

2/3 的矿井皆采用压入式通风。

压入式通风的缺点是：

(1) 主要进风道需要安设风门，给运输和行人带来不便；这些风门又经常被损坏，很难维护；矿井进风路线上漏风较大，通风管理工作比较困难。

(2) 当主通风机因故停止运转时，井下空气压力下降，破坏了巷道中的空气压力与煤炭裂隙及采空区内气压的相对平衡，有利于瓦斯从煤炭裂隙和采空区内向巷道（工作面）空间涌出，使巷道和工作面空气中的瓦斯浓度增加。可能造成瓦斯积聚，威胁安全生产。一般认为压入式通风不宜在高瓦斯矿使用。对于这种观点，国内外多年来作了比较深入的探讨，通过实际观测，不少人认为，在停风后采空区的瓦斯涌出量与主要通风机工作方式无明显的联系。但是在多个主要通风机通风系统的压入式通风矿井，当其中某一主要通风机因故停转时，它所服务的巷道系统内空气压力会下降，其他主要通风机服务的巷道系统风压如基本不变，则将改变某些采空区中风流的能势分布，促使采空区气体向停风区域涌出；可能导致停风区域巷道内瓦斯超限，或使巷道中的氧气浓度下降而低于规定值，严重时可使人员缺氧窒息。

压入式通风矿井采空区煤炭自燃生成的有害气体通过塌陷区向外漏出，这是有利的一方面，但是自燃征兆也因而不易发现。因为漏风源附近很难检测到煤炭自燃初期生成的气体，有时要到出现明火时才发现自燃。

2. 抽出式通风

主要通风机安设在回风井口。抽出式主要通风机的工作使整个矿井通风系统处在低于当地大气压力的负压状态。当矿井与地面间存在漏风通道时，漏风从地面漏向矿内。

如图 3-13 所示，抽出式通风是把主通风机安设在出风井口附近，利用风硐使之与出风井筒连通，出风井口安装防爆门。当主通风机运转时，风硐内的空气稀薄、造成低于大气压的气压，使空气在大气压力作用下自进风井口进入井下，经过各用风地点后，从出风井排出。在抽出式通风矿井中，井下任何一点的空气压力都小于井外同标高的大气压力，因此，抽出式通风又称为负压通风。

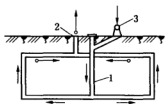


图 3-12 压入式通风

1—进风井；2—出风井；3—压风机

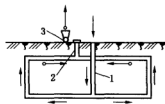


图 3-13 抽出式通风

1—进风井；2—出风井；3—主要抽风机

抽出式通风的优点是：

(1) 在主要进风道不需要安设风门，有利于运输和行人，使通风管理工作方便、容易。

(2) 在瓦斯矿井中采用抽出式通风，一般认为当主通风机一旦因故停止运转时，井下任何一点的空气压力均会稍微自然升高，在短时间内可抑制采空区、巷道空顶内积聚的

瓦斯向巷道或其他工作空间涌出,有利于矿井安全生产。因此,目前我国大部分矿井都采用抽出式通风。

抽出式通风的缺点是:在开采煤田的上部第一水平时,因地面往往塌陷严重,采用抽出式通风,会把大量污浊、有害气体吸入井下风道,使一部分风流短路,降低有效风量,容易引起煤炭自然发火。

3. 压抽混合式通风

在人风井口设一风机作压入式工作,回风井口设一风机作抽出式工作,通风系统的进风部分处于正压,回风部分处于负压,工作面大致处于中间,其正压或负压均不大,采空区连通地表的漏风因而较小,其缺点是使用的风机设备多,管理复杂,所以一般很少采用。

当第一水平用压入式,在开采第二水平改为抽出式时,过渡时期新旧水平同时生产,压入和抽出风机将同时工作。当过渡的准备工作不充分时,情况就更为复杂,如淮南李嘴孜一矿,在由压入式改为抽出式的过渡期中,使用的风机多达8台,其中有些风机时开时停,前后历经3年才完成过渡。

上述3种工作方式,主要通风机均安在地面。主要通风机安在地面的优点是安装、维修方便,在井下发生火灾或爆炸事故时,主要通风机不易损坏,而且便于根据处理灾变的需要,采取停风、反风或控制风量等措施。其缺点是主要通风机附近的井口密闭、反风装置等漏风较大,应当注意。

主要通风机安在井下只在建井时短期采用,用作临时主要通风机,通常功率较小。《煤矿安全规程》第一百二十一条规定:矿井主要通风机必须安装在地面。

四、矿井通风网络

矿井风流流经各个巷道和工作面,构成复杂的通风网络系统,简称风网。通常将风道的交汇点称为节点,两节点间的风道称为分支,两条或两条以上的分支形成的闭合回路称为回路或网孔。通风网络通常由众多的分支及回路所组成。在全矿井的风网中,风量分配有两种:一是按需分配;二是自然分配。前一种是根据井下各个用风地点的实际需要进行分配的方法,为了保证这种分配,必须采取一系列的控制措施,井下大部分风路中的风量(又名固定风量)都是用这种方法进行分配的。后一种是取决于风网中各风路的风阻比例关系,不加控制任风量自然地进行分配的方法,这种分配方法多半用于矿井的进风和回风风网中,但必须在保证井下各个用风地点实现按需分配风量的前提下进行。按各分支连接形式的不同,可以分为串联、并联、简单角联和复杂连接等。风流在网路中流动时遵循风量平衡定律、风压平衡定律和阻力定律。

矿井风网的形式较多,在各种风网中,风流流动的客观规律,既有普通性,又有特殊性;既要遵循普遍规律,又要应用特殊规律。

(一) 风网的形式

全矿井的风网形式比较复杂,下面介绍一些基本形式。

1. 串联风路

由两条或两条以上的分支彼此首尾相连,中间没有分叉的线路叫做串联风路。如图3-14所示的串联风路,是由6条分支串联而成的。

2. 并联风网

两条或两条以上的分支自空气能量相同的节点分开到能量相同的节点汇合，形成一个或几个网孔的总回路叫做并联风网。例如，图 3-15 所示的并联风网有 4 个网孔，即 $M = 5 - 2 + 1 = 4$ ；又如在图 3-16a 中，因两进风井口的标高相同，两井口的大气压力相等，故可把这两井口看成是一个分风点，如图 3-16b 所示，从 1 到 2 构成简单并联风网。但在图 3-17a 中，因进风平硐口 1 和进风井口 2 的标高不同，大气压力不相等，1 和 2 两点就不能视为一点，风道 1→3 和 2→3 构成敞开并联（图 3-17b）。若把敞开并联中产生的自然风压加入计算，便可用虚线把 1 和 2 点联起来（图 3-17c），当作一个网孔来分析。

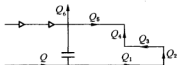


图 3-14 串联风路示意图

Q_1 、 Q_2 、 Q_3 、 Q_4 、 Q_5 、 Q_6 —风流线路

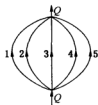


图 3-15 并联风网示意图（一）

1、2、3、4、5—通风线路

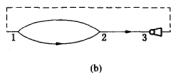
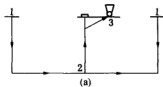


图 3-16 并联风网示意图（二）

1、2、3—通风点

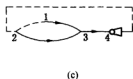
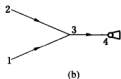
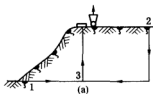


图 3-17 并联风网示意图（三）

1、2、3、4—通风点

3. 角联风网

在简单并联风网的始节点和末节点之间有一条或几条风路贯通的风网叫做角联风网。贯通的分支习惯叫做对角分支。单角联风网只有一条对角分支，多角联风网则有多条或两

条以上的对角分支。

4. 复杂联风网

比上述几种形式更复杂的风网都叫复杂联风网, 这类风网形式较多, 就不列举了。

(二) 简单风网中风流的特殊规律

简单风网是指串联风路和并联风网, 它们除了遵循风量平衡定律、风压平衡定律及通风阻力定律等普遍规律外, 还各有其特点、规律。

1. 串联风路

1) 风量关系式

根据风流的连续定律, 知

$$Q = Q_1 = Q_2 = \cdots = Q_n = Q_i \quad (\text{m}^3/\text{s}) \quad (3-5)$$

式中 Q ——总风量;

$Q_1, Q_2 \cdots Q_i$ ——各分支风量。

上式表明: 串联风路的总风量等于各条分支的风量。

2) 风压关系式

$$h = h_1 + h_2 + \cdots + h_{n-1} + h_n \quad (\text{Pa}) \quad (3-6)$$

或写成

$$h = \sum_{i=1}^n h_i \quad (3-7)$$

式中 h ——串联总风压;

$h_1, h_2 \cdots h_n$ ——各分支的风压。

上式表明: 串联风路的总风压等于其中各条分支的风压之和。

3) 风阻关系式

根据通风阻力定律及串联风路风量关系式可知, 串联风路的总风阻等于其中各条分支的风阻之和。即:

$$R = \sum_{i=1}^n R_i \quad (\text{N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8) \quad (3-8)$$

式中 R ——串联总风阻;

R_i ——各分支风阻。

2. 并联风网

1) 风量关系式

按风量平衡定律, n 条分支组成并联风量时, 其风量关系式为:

$$Q = \sum_{i=1}^n Q_i \quad (\text{m}^3/\text{s}) \quad (3-9)$$

式中 Q ——并联总风量;

Q_i ——各分支风量。

上式表明: 并联风网的总风量等于各条分支的风量之和。

2) 风压关系式

按风压平衡定律, 得

$$h = h_1 = h_2 = \cdots = h_i \quad (\text{Pa}) \quad (3-10)$$

式中 h ——并联总风压;

h_i ——各分支风压。

上式表明：并联风网的总风压等于各条分支的风压。

(三) 两种简单风网的比较

1. 经济性比较

有两条分支分别构成并联风网和串联风路，当两分支的风阻相等，经计算及比较表明：并联风网的总风阻是串联风路的总风阻的 $1/8$ 倍。

有两条分支分别构成并联风网和串联风路，当总风量相等时，并联风网的总风压是串联风路的总风压的 $1/8$ 倍。由此充分说明并联风网比串联风路的通风经济性要优越得多。

2. 安全性比较

并联风网中各风路都有独立的新鲜风流，而串联风路的后一工作面则要吃前一工作面的污风和炮烟，并联风网有利于风流的控制或风量的调节，容易做到按需分配风量，串联风路则无法做到，并联风网在某分支万一发生事故时，易于隔绝，不致影响其他风路，而串联风路则必然互相影响。

因此《煤矿安全规程》强调实用分区通风（即并联通风）而严格限制串联通风。

五、矿井通风设施

建立通风系统，除了要有巷道和风机设备以外，还须在井上下适宜的地点，安设必要的通风构筑物，引导、隔断和控制风流，才能保证风流按照需要，定向、定量地流动。通风构筑物质量低劣，不合要求，是矿井漏风大，有效风量率低的重要原因。

通风构筑物按其作用不同可分为以下 3 类：

(1) 用于隔断风流的构筑物，如井口密闭门、风门、风墙等。对于这类构筑物，要求结构严密、坚固、漏风小；

(2) 用于通过风流的构筑物，如扇风机风硐、反风设施、风桥等，要求其风阻小，漏风少；

(3) 调节风窗，用于调节和控制通过的风量。

下面介绍井下主要的通风构筑物。

(一) 风门

在有人、车通行，但需隔断风流的巷道中，必须安设风门。风门和风墙在通风构筑物中占的数量最多。风门按其启闭原理的不同，分为普通风门和自动风门。普通风门用人力启闭，一般是木质单扇门；自动风门用各种动力启闭，车辆频繁的巷道应安设自动风门。

自动风门分撞杆式、气动式、电动式等。气动和电动风门的控制方法又分光电控制、超声波控制等。不论何种控制方式均应耐用，并保证风门启闭灵活可靠，图 3-18 是撞杆式自动风门，其缺点是当车速高而频繁时，碰撞构件容易损坏。在高速的运输巷道中，多用电动风门、水压和压气风门。电动、水压和压气风门均由开关电路控制，现用的开关电路有无触点光敏电阻式、超声波式几种。图 3-19 所示是光敏电阻开关电路，超声波控制的原理与光敏电阻控制的原理相类似，只是用超声波发射器和接收器代替光源和光敏电阻。超声波控制不仅动作灵敏、可靠，而且不受地下水雾影响，使用寿命长，效果好。

为防止漏风，设置风门时应注意下列事项：

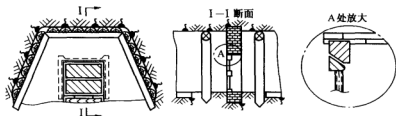


图 3-20 沿口风门示意图

(二) 风墙 (密闭墙)

设置在需隔断风流、不需通车行人的巷道中,墙内外5m内应支架良好,密闭内无积煤(以防自燃)。四周要掏槽,墙与槽接缝处要填实。因密闭附近可能积聚有害气体,为防止事故,应在墙外设置栅栏和警标。密闭的结构随服务年限的不同而分为两类:

(1) 临时风墙,常用木板、木段等修筑,并用黄泥、石灰抹面。四周槽深在煤中不小于0.5m,在岩石中不小于0.3m。

(2) 永久风墙,常用料石、砖、水泥等不燃性材料修筑(图3-21)。墙厚不小于0.45~1m,无裂缝。当被密闭的巷道中有涌水要放出时,放水管出口处制成U形,以利用水封防止漏风。四周槽深在煤中应不小于1m,在岩石中不小于0.5m。进、回风井间和主要进、回风道间的联络巷中,必须砌筑永久风墙。工作面及采区采完后应修筑永久风墙,予以封闭。

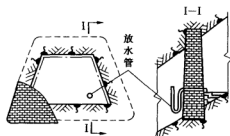


图 3-21 永久风墙

(三) 风桥

在进、回风道交叉地点,为避免风流短路,应设置风桥,使进、回风隔开。风桥前后支架应加固。

风桥按其结构不同,可分为3种:

(1) 铁筒式风桥(图3-22)由铁桶及风门组成。每侧应设两道以上风门。门墙四周要掏槽。风筒直径不小于0.8~1m,厚度不小于5mm,在通过风量小于 $10\text{m}^3/\text{s}$ 时使用。

(2) 混凝土风桥(图3-23)的服务年限较长,风量在 $10\sim 20\text{m}^3/\text{s}$ 时使用,其断面不宜过小。



图 3-22 铁筒式风桥



图 3-23 混凝土风桥

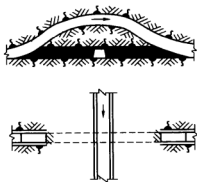


图 3-24 绕道式风桥

(3) 绕道式风桥(图 3-24)服务年限长,风量大于 $20\text{m}^3/\text{s}$ 时使用。其工程量较大,但不易遭受破坏,漏风小。

在发生事故时,如通风构筑物受到破坏,将影响矿井通风系统。在地压、淋水、氧化等因素作用下,通风构筑物的质量会随着时间的推移而下降。所以要经常检查,维修。

六、突出矿井(煤层)专用回风系统

矿井在采掘过程中只要发生过一次经鉴定属于煤与瓦斯突出的动力现象,该煤层定为突出煤层,该矿井即定为突出矿井。突出矿井必须设置专用回风系统。

《国有煤矿瓦斯治理规定》[国家安全生产监督管理局令(第 21 号)]第九条规定,煤矿必须有完善的独立通风系统,生产水平和采区必须实行分区通风。高瓦斯、突出矿井,每个采区必须设置至少 1 条专用回风巷;主要进、回风巷之间的联络巷必须砌筑永久性风墙,需要使用的,必须安设 2 道连锁的正向风门和 2 道反向风门。采区进、回风巷必须贯穿整个采区,严禁一段为进风巷、一段为回风巷。

局部通风机必须由指定人员管理,保证正常运转。严禁使用 3 台以上局部通风机同时向 1 个掘进工作面供风。使用 2 台局部通风机向同一地点供风的,必须同时实现风电闭锁。

《煤矿安全规程》第一百一十三条规定:高瓦斯矿井、有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的矿井的每个采区和开采容易自燃煤层的采区,必须设置至少 1 条专用回风巷;低瓦斯矿井开采煤层群和分层开采采用联合布置的采区,必须设置 1 条专用回风巷。

采区进、回风巷必须贯穿整个采区,严禁一段为进风巷、一段为回风巷。

《煤矿安全规程》第一百一十五条规定,有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的采煤工作面不得采用下行通风。

《煤矿安全规程》第一百一十八条规定,控制风流的风门、风桥、风墙、风窗等设施必须可靠。

不应在倾斜运输巷中设置风门;如果必须设置风门,应安设自动风门或设专人管理,并有防止矿车或风门碰撞人员以及矿车碰坏风门的安全措施。

开采突出煤层时,工作面回风侧不应设置风窗。

《煤矿瓦斯治理经验五十条》第十一条规定:按《煤矿安全规程》第一百一十三条必须设置而未设置专用回风巷的老采区必须限期整改。有煤与瓦斯突出危险的采掘工作面,必须先完善其专用回风系统,确保其回风能够直接进入采区专用回风道,严禁其切断任一采掘工作面的唯一安全出口。

《煤矿安全规程》第一百二十八条第五款规定:瓦斯喷出区域、高瓦斯矿井、煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井中,掘进工作面的局部通风机应采用三专(专用变压器、专用开关、专用线路)供电;也可采用装有选择性漏电保护装置的供电线路供电,但每天应有专人检查一次,保证局部通风机可靠运转。

七、有关通风安全的注意事项

在瓦斯喷出区域、高瓦斯矿井、煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井中,掘进工作面的局部通风机应采用“三专”供电。

1. 局部通风机的安全使用

局部通风机是掘进工作面正常供风的主要动力设备。为了保证掘进工作面有连续稳定的新鲜风流供给,以保证掘进过程中涌出的瓦斯、矿尘和其他有害气体不断地排到矿井的回风流中,使掘进工作面和掘进巷道中的风流始终处于安全状态。这就要求局部通风机必须昼夜不停地运转着。为了保证局部通风机的连续运转,供电是关键。过去掘进工作面的局部通风机的供电,没有专用供电线路,常常与采煤工作面的供电线路相连。采煤工作面的用电设备较多,供电问题也较多,常因超载而造成采区变电所开关跳闸,此时就影响局部通风机的正常供电,常因停电而造成掘进工作面的停风。掘进工作面的停风会带来许多不安全因素,掘进工作面的许多事故也经常由于停风造成的。因此《煤矿安全规程》规定了对有瓦斯喷出区域、高瓦斯矿井和煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井中掘进工作面的局部通风机都实行“三专”供电。即每个掘进工作面的局部通风机的供电,直接由采区变电所采用专用变压器、专用开关和专用电缆向局部通风机供电,以防其他电气设备的用电干扰,保证局部通风机的连续正常供电,从而保证局部通风机连续运转,不停地向掘进工作面供给需要的新鲜风流,以确保掘进工作面和掘进巷道中的良好通风条件。

2. 突出危险区反向风门设置规定

1) 石门揭煤和过煤门时反向风门设置的规定

遵守《防止煤与瓦斯突出细则》第95条和MT/T 841技术条件有关规定。

(1) 风门必须设在石门掘进工作面的进风侧,以控制突出时的瓦斯能沿回风道流入回风系统,如图3-25所示。

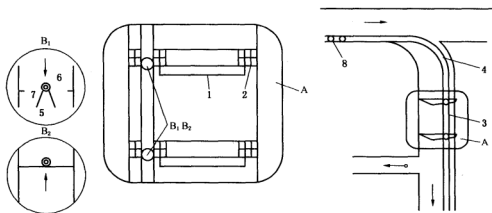


图 3-25 反向风门和内墙垛钱风筒防逆风装置

1—木质带铁皮的风门；2—砖墙；3—铁风筒；4—胶皮风筒；5—防止瓦斯逆流铁板；6—防止瓦斯逆流铁板立轴；7—定位圈；8—局部通风机；B₁—正常通风时防止瓦斯逆流铁板位置；

B₁—突然逆风时防止瓦斯逆流铁板位置

(2) 须设置两道牢固可靠的反向风门, 风门墙垛可用砖或混凝土砌筑, 嵌入巷道周边岩石的深度可根据岩石的性质确定, 但不得小于 0.2m, 墙垛厚度不得小于 0.8m。

(3) 门框和门可采用坚实的木质结构, 门框厚度不得小于 100mm, 风门厚度不得小于 50mm。两道风门之间的距离不得小于 4m。

(4) 可按照 MT/T 841 技术条件选用钢质薄壳门反向风门。

(5) 爆破时风门必须关闭, 对通过内墙垛的风筒, 必须设有隔断(防逆风)装置。爆破后, 矿山救护队和有关人员进入检查时, 必须把风门打开顶牢, 使风门固定在打开位置。

(6) 反向风门距工作面的距离和反向风门的组数,应根据掘进工作面的通风系统和石门揭穿突出煤层时预计的突出强度确定。

(7) 当预计可发生千吨以上特大型突出时, 应在进风侧靠近回风口选点再设置一道反向风门, 风门设置要求同前 (2)、(3)、(4)。

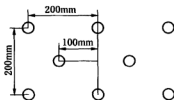


图 3-26 埋设钢筋钻孔布置图

(8) 反向风门设置地点与工作面的最近距离不小于 70m, 如小于 70m 应设置三道反向风门, 门垛应采用钢筋混凝土构筑, 选用钢质薄壳门反向风门或钢铁门框与有加钢筋 (45 号角钢) 的木质带铁皮的风门。

(9) 门垛(厚0.6~0.8m)采用钢筋混凝土构筑时,在风门设置地点清除巷道周边浮石,然后打钻孔埋设钢筋(钻孔深度不小于0.5m、孔径

42mm、钢筋直径 25mm、钻孔布置如图 3-26 所示), 门框浇筑在门垛中。

2) 上下山过煤门或接近突出煤层掘进时反向风门设置规定

此条中反向风门设置要求同上，但必须设置在进入倾斜巷道的水平巷道内。

3) 采区内突出煤层掘进上下顺槽时工作面反向风门设置规定

采区内必须设有专用回风巷道，其具体要求有以下几点：

(1) 采区内专用回风、轨道和皮带上（或下）山之间联络巷道，必须设置可靠的通风设施。

(2) 工作面采用放炮掘进作业。

(3) 平巷掘进时可按有关规定进行，也可根据巷道支护情况，突出矿井设置自行设计的钢木结构、带顶柱、组合型反向风门。

4) 反向风门的撤除

突出矿井在突出危险区石门、上下山过突出煤层和突出煤层平巷掘进所设置的反向风门，在巷道掘进施工完毕后，应及时撤除反向风门，以完善巷道的畅通性。

第四节 局 部 通 风

一、全风压通风

全风压通风是利用矿井主要通风机的风压，借助导风设施把主导风流的新鲜空气引入掘进工作面。其通风量取决于可利用的风压和风路风阻。按其导风设施不同可分为：风筒导风、平行巷道导风、钻孔导风、纵向风墙导风。

1. 风筒导风

在巷道内设置挡风墙截断主导风流，用风筒把新鲜空气引入掘进工作面，污浊空气从独头掘进巷道中排出。如图 3-27 所示，采用风筒导风需设置挡风墙，墙上开有风窗或者调节风门。

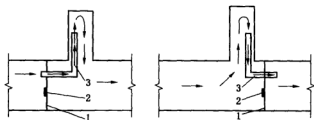


图 3-27 风筒导风

1—挡风墙；2—风窗；3—风筒

特点：此种方法辅助工程量小，风筒安装、拆卸比较方便，通常用于需风量不大的短巷掘进通风中。

2. 平行巷道导风

在掘进主巷的同时，在附近与其平行掘一条配风巷，每隔一定距离在主、配巷间开掘联络巷，形成贯穿风流，当新的联络巷沟通后，旧联络巷即封闭。两条平行巷道的独头部

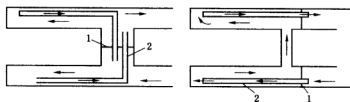


图 3-28 风筒导风

1—挡风墙；2—风筒

分可用风帘或风筒导风，巷道的其余部分用主巷进风，配巷回风。如图 3-28 所示。

特点：此方法常用于煤巷掘进，尤其是厚煤层的采区巷道掘进中，当运输、通风等需要开掘双巷时。此法也常用于解决长巷掘进独头通风的困难。

3. 钻孔导风

离地表或邻近水平较近处掘进长巷反眼或上山时，可用钻孔提前沟通掘进巷道，以便形成贯穿风流。如图 3-29 所示。为克服钻孔阻力，增大风量，可用大直径钻孔或在钻孔口安装风机。

4. 纵向风墙导风

在巷道内设置纵向风墙，把风墙上游一侧的新风引入掘进工作面，清洗后的污风从风墙下游一侧排出。一般风墙的构筑材料为：砖、石风墙、木板墙和帆布、塑料等柔性风障。后两种导风设施漏风大。

采用纵向风墙导风，需要在风墙上设置带有调节风窗的风门，以便于行人和调节导入掘进工作面的风量。如图 3-30 所示。这种导风方法，构筑和拆除风墙的工程量较大，适用于短距离或无其他好方法可用时采用。

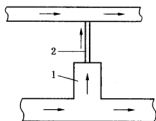


图 3-29 钻孔导风

1—上山；2—钻孔

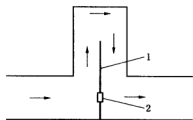


图 3-30 纵向风墙导风

1—风墙；2—风门（有调节风窗）

二、引射器通风

利用引射器产生的通风负压，通过风筒导风的通风方法称引射器通风。引射器通风一般都采用压入式。如图 3-31 所示。

优点：无电气设备，无噪音；还具有降温、降尘作用；在煤与瓦斯突出严重的煤层掘进时，用它代替局部通风机通风，设备简单，安全性较高。

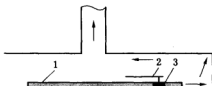


图 3-31 引射器通风

1—风筒；2—风管（或水管）；3—引射器

缺点：风压低、风量小、效率低，并存在巷道积水问题。

故这种方法适用于需风量不大的短距离巷道掘进通风，在含尘大、气温高的采掘机械附近，采取水力引射器与其他通风方法（全风压或局部通风机）联合使用形成混合式通风。使用的前提条件是有高压水源或气源。

三、局部通风机通风

利用局部通风机作动力，通过风筒导风的通风方法称局部通风机通风，它是目前局部通风最主要的方法。

局部通风机通风有压入式通风、抽出式通风和混合式通风 3 种方式。

1. 压入式通风

布置方式：局部通风机及其附属装置安装在离掘进巷道口 10m 以外的进风侧，将新鲜风流经风筒输送到掘进工作面，污浊风流沿巷道排出，如图 3-32 所示。从风筒出口至射流反向的最远距离称为射流的有效射程，以 L_s 表示。在巷道边界条件下，一般有：

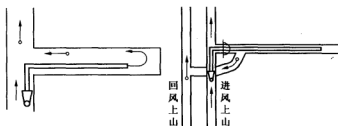


图 3-32 压入式局部通风示意图

$$L_s = (4 \sim 5) \sqrt{S} \quad (3-11)$$

式中 S ——巷道断面， m^2 。

安装的一般要求：

- (1) 局部通风机的吸风量要大于该处进风巷道的供风量，避免产生循环风；
- (2) 局部通风机入口应布置在离掘进巷道口 10m 以外的进风侧；
- (3) 风筒出口至工作面距离小于有效射程 L_s 。

2. 抽出式通风

布置方式：局部通风机及其附属装置安装在离掘进巷道口 10m 以外的回风侧，将污浊风流经风筒从掘进工作面抽出，新鲜风流沿巷道进入工作面，如图 3-33 所示。风机工作时风筒吸口吸入空气的作用范围称其为有效吸程 L_e 。理论和实践都证明，抽出式通风的有效吸程比压入式通风的有效射程要小。在巷道边界条件下，其一般计算式为：

$$L_e = 1.5 \sqrt{S} \quad (3-12)$$

式中 S ——巷道断面， m^2 。

3. 压入式和抽出式通风的比较

(1) 压入式通风时，局部通风机及其附属电气设备均布置在新鲜风流中，污风不通过局部通风机，安全性好；而抽出式通风时，含瓦斯的污风通过局部通风机，若局部通风机不具备防爆性能，则是非常危险的。

(2) 压入式通风风筒出口风速和有效射程均较大，可防止瓦斯层状积聚，且因风速较大而提高散热效果。然而，抽出式通风有效吸程小，掘进施工中难以保证风筒吸入口到工作面的距离在有效吸程之内。与压入式通风相比，抽出式风量小，工作面排污风所需时间长、速度慢。



图 3-33 抽出式局部通风示意图

(3) 压入式通风时，掘进巷道涌出的瓦斯向远离工作面方向排走，而用抽出式通风时，巷道壁面涌出的瓦斯随风流向工作面，安全性较差。

(4) 抽出式通风时，新鲜风流沿巷道进向工作面，整个井巷空气清新，劳动环境好；而压入式通风时，污风沿巷道缓慢排出，当掘进巷道越长，排污风速度越慢，受污染时间越久。

(5) 压入式通风可用柔性风筒，其成本低、重量轻，便于运输，而抽出式通风的风筒承受负压作用，必须使用刚性或带刚性骨架的可伸缩风筒，成本高，重量大，运输不便。

4. 混合式通风

混合式通风是压入式和抽出式两种通风方式的联合运用，兼有压入式和抽出式两者的优点，其中压入式向工作面供新风，抽出式从工作面排出污风。按局部通风机和风筒的布设位置，分为：长压短抽、长抽短压和长抽长压 3 种；按抽压风筒口的位置关系，每种方式又有前压后抽和前抽后压两种。

1) 长抽短压

工作面的污风由压入式风筒压入的新风予以冲淡和稀释，由抽出式主风筒排出。前抽

后压通风系统如图 3-34 所示；前压后抽通风系统如图 3-35 所示。其中， l_c 表示压入式风筒口距工作面的距离； l_d 表示抽出式风筒口距工作面的距离； l_d 表示压入式风筒与抽出式风筒重叠段距离。

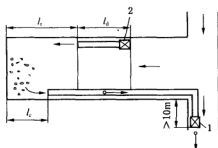


图 3-34 前抽后压通风系统

1—抽出式局部通风机；2—压入式局部通风机

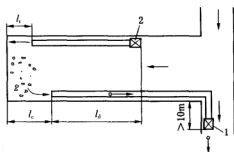


图 3-35 前压后抽通风系统

1—抽出式局部通风机；2—压入式局部通风机

其中抽出式风筒须用刚性风筒或带刚性骨架的可伸缩风筒，若采用柔性风筒，则可将抽出式局部通风机移至风筒入风口，改为压出式，由里向外排出污风。

2) 长压短抽（前抽后压）

工作方式：新鲜风流经压入式长风筒送入工作面，工作面污风经抽出式通风除尘系统净化，被净化后的风流沿巷道排出，如图 3-36 所示。

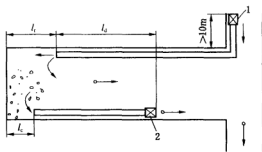


图 3-36 长压短抽通风除尘系统

1—长压局部通风机；2—抽出式局部通风机

3) 混合式通风工艺要求

压、抽风筒口相互位置的关系，包括：

- (1) 长压短抽时： $l_c \leq 5\sqrt{S}$ （ S 为巷道段面积）； $l_d \geq 2S$ ； $l_c \leq 4m$ 。
- (2) 前抽后压时： $l_c \leq 5\sqrt{S}$ （ S 为巷道段面积）； l_d 一般 10~20m； $l_c \leq 4m$ 。
- (3) 前压后抽时： $l_c \leq 5m$ ； l_d 一般 10~20m； $l_c > 30m$ 。

压、抽风量的配合,包括:

(1) 长压短抽时:压入式风筒出口风量应比抽出式风筒入口风量大 20% ~ 30%,以保证工作面不出现循环风。

(2) 长抽短压时:抽出式风筒入口风量应比压入式风筒出口风量大 20% ~ 50%,以保证重叠段区域内巷道的风速不低于《煤矿安全规程》的规定。

长压局部通风机和长抽除尘局部通风机的安装位置,包括:

(1) 长压局部通风机应安装在掘进巷道进风侧,距巷道口的距离大于 10m。

(2) 长抽或长抽短压除尘局部通风机应安装在掘进巷道回风侧,距巷道口距离大于 10m。

煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷的掘进通风方式应采用压入式,不得采用抽出式(压气、水力引射器不受此限);如果采用混合式,必须制定安全措施。

瓦斯喷出区域和煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出煤层的掘进通风方式必须采用压入式。

而当以排除粉尘为主的井筒掘进时,宜采用抽出式通风。

5. 局部通风装备

局部通风装备是由局部通风动力设备、风筒及其附属装置组成。

风筒是最常见的导风装置。对风筒的基本要求是漏风小、风阻小、重量轻、拆装简便。

风筒按其材料力学性质可分为刚性和柔性两种。刚性风筒是用金属板或玻璃钢材制成。玻璃钢风筒比金属风筒轻便、抗酸、碱腐蚀性强、摩擦阻力系数小。柔性风筒是应用更广泛的一种风筒,通常用橡胶、塑料制成。其最大优点是轻便,可伸缩、拆装搬运方便。

刚性风筒一般采用法兰盘连接方式。柔性风筒的接头方式有插接、单反边接头、双反边接头、活三环多反边接头、罗圈接头等多种形式。

6. 掘进通风局部通风机风量的有关规定及解析

《煤矿安全规程》第一百二十七条规定:掘进巷道必须采用矿井全风压通风或局部通风机通风。

煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷的掘进通风方式应采用压入式,不得采用抽出式(压气、水力引射器不受此限);如果采用混合式,必须制定安全措施。

瓦斯喷出区域和煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出煤层的掘进通风方式必须采用压入式。

因掘进巷道是属于独头巷道,它与矿井通风网络未构成矿井全风压的通风系统。独头巷道口,无通风压力差,就没有动力向掘进工作面送风。因此,向掘进工作面进行通风,必须采取构成矿井全风压通风或采用安装局部通风机装备,强迫向掘进工作面送风。

《煤矿安全规程》第一百二十八条规定:安装和使用局部通风机和风筒应遵守下列规定:

(1) 局部通风机必须由指定人员负责管理,保证正常运转。

(2) 压入式局部通风机和启动装置,必须安装在进风巷道中,距掘进巷道回风口不得小于 10m;全风压供给该处的风量必须大于局部通风机的吸入风量,局部通风机安装地

点到回风口间的巷道中的最低风速必须符合本规程第一百零一条的有关规定。

(3) 必须采用抗静电、阻燃风筒。风筒口到掘进工作面的距离以及混合式通风的局部通风机和风筒的安设,应在作业规程中明确规定。

(4) 低瓦斯矿井掘进工作面的局部通风机,可采用装有选择性漏电保护装置的供电线路供电,或与采煤工作面分开供电。

(5) 瓦斯喷出区域、高瓦斯矿井、煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井中,掘进工作面的局部通风机应采用三专(专用变压器、专用开关、专用线路)供电;也可采用装有选择性漏电保护装置的供电线路供电,但每天应有专人检查1次,保证局部通风机可靠运转。

(6) 严禁使用3台以上(含3台)的局部通风机同时向1个掘进工作面供风。不得使用1台局部通风机同时向2个作业的掘进工作面供风。

压入式局部通风机和启动装置必须安装在进风巷道中,距回风口不得小于10m处。全风压供给该处的风量必须大于局部通风机的吸入风量。这是因为压入式的掘进通风方式,即把压入式局部通风机安装在进风巷道中,将进风巷道中的新鲜风通过导风筒送到掘进工作面,清洗工作面后的污浊风流则沿掘进巷道排到全风压的回风巷中。压入式局部通风机开动后,通风机吸风口附近的空气形成一个环形的吸风源,其吸风源的范围大小(或称有效吸程)与通风机的吸风量、风机风压以及巷道断面大小有关。为了防止压入式局部通风机吸入回风流的污浊空气,防止吸循环风,则要求压入式局部通风机应安设于进风巷道中,而且使压入式局部通风机的有效吸程均在进风道中,吸入的风流均为新鲜风流,则要求压入局部通风机安装处远离于回风口。条文规定了“距回风口不得小于10m处”。就是这个原因。同样全风压供给该处的风量若小于局部通风机的吸入风量,由于风机的吸入量大,则势必会使掘进巷道中的一部分回风量回流到局部通风机的吸入口,形成局部通风机吸循环风,这样掘进巷道中形成循环通风如图3-37所示。循环通风后,掘进工作面得不到必要的新鲜风流,循环风流中的瓦斯浓度会逐渐上升,甚至达到超限和爆炸范围,对掘进巷道的通风安全极为不利,成为事故的隐患。因此,掘进通风中必须避免循环通风现象的出现。为避免循环通风的问题,则要求局部通风机必须安装在距回风口10m以外的进风侧;风巷中的供风量必须大于局部通风机的吸风量,而且还应使局部通风机安装位置到回风口这一段巷道内的风速达到或超过《煤矿安全规程》规定的最低风速 0.15m/s 。

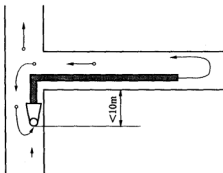


图3-37 循环风示意图

由于采区供风不足,或局部通风机设置位置不正确,造成局部通风机吸循环风,而造成掘进巷道中的风流瓦斯超限引发瓦斯爆炸事故的事例是很多的。如20世纪80年代,抚顺马架子地方煤矿,由于局部通风机所设位置不正确,巷道供风量不足,局部通风机吸入顶板瓦斯,并形成循环风,掘进巷道风流中瓦斯浓度迅速上升而导致瓦斯爆炸;如1987年5月11日河南陕县支建煤矿,在23011准备工作面掘进切眼时,局部通风机安装在入风侧掘巷口仅5m处(<10m),位置不当,因回风不畅造成打循环风,使23011下顺槽切眼交叉口瓦斯积聚,矿灯火花引起瓦斯爆炸,死16人,伤7人;又如1991年5月山西怀仁县窑子头煤矿的特大瓦斯爆炸事故,也因为矿井通风管理混乱,3台局部通风机安装于同一巷道内相距很近,巷道中全风压供风量严重不足,产生大量的循环风流,造成瓦斯积聚引发瓦斯爆炸事故,使42名矿工遇难。因此,掘进巷道的局部通风机安装的合理位置及吸风量,应在采区设计中正确设计,避免吸循环风。在局部通风机运转过程中要经常检查有没有吸循环风流的问题。并经常检查回风流中瓦斯浓度的变化,发现有异常情况必须停止掘进作业,切断电源,进行认真分析与处理。

在采用局部通风机和风筒通风时,必须采用抗静电、阻燃风筒。由于风筒与局部通风机联合使用是掘进通风中的常用设备,将新鲜风流导入掘进工作面。煤矿使用的风筒有刚性和柔性的两类。目前使用最广的是柔性风筒。柔性风筒主要是橡胶布或塑料两种材料制造的。这些材料在风流高速流动摩擦中会产生静电,而且静电电位很高,一旦绝缘破坏时就放电而会出现火花,火花接触瓦斯就会引爆瓦斯,使用很不安全。同时这些材料也属可燃物,而且燃烧过程中还会生成大量的有毒气体,对防灭火工作不利。因此,要求制造柔性风筒的材料,必须具有抗静电和阻燃的性能。抗静电的办法一般是在柔性材料表面添加一些易导电物质,使其表面电阻小于 $1 \times 10^6 \Omega$;而对阻燃问题,一般选用阻燃胶带材料制造柔性风筒。这样可以防止风筒使用过程中静电放电和着火燃烧等问题。

1台局部通风机不得同时向2个掘进工作面供风。因为采用1台局部通风机同时向2个掘进工作面送风,就是1台局部通风机连接2趟并联的风筒,分别向2个掘进工作面供风。并联通风的特点是通风阻力小的风筒,流过的风量就大,反之则小。而2个掘进工作面的供风量是由掘进巷道长度、瓦斯涌出量以及爆炸材料的用量等因素决定的。一般来说掘进巷道愈长,要求供给的风量愈大,这与并联风筒的风量自然分配正相反,即送风距离愈长的风筒,供给的风量愈小。因此,1台局部通风机向两个掘进工作面同时送风,供给的风量很难同时满足2个掘进工作面各自的风量要求,其通风的可靠性差,通风管理也较复杂。所以《煤矿安全规程》规定了1台局部通风机不得同时向2个掘进工作面供风。

《煤矿安全规程》第一百二十九条规定:使用局部通风机通风的掘进工作面,不得停风,因检修停电等原因停风时,必须撤出人员,切断电源。

恢复通风前,必须检查瓦斯。只有在局部通风机及其开关附近10m以内风流中瓦斯浓度都不超过0.5%时,方可人工开启通风机。

因掘进工作面是属于独头通风,一旦局部通风机停止运转,掘进工作面和掘进巷道就无风流动,形成盲巷区。掘进工作面即使在未进行作业的交接班或停掘等情况下,掘进巷道中的矿层(包括煤层和岩层)仍会涌出一定量的瓦斯和其他有害气体。这时若停风工作面和巷道中的瓦斯和有害气体就可能超限,氧气浓度就会下降。所以使用局部通风机通风的掘进工作面,因检修,停电等原因停风外不得停风,必须保持掘进工作面和巷道的

正常通风。否则就会造成瓦斯爆炸和窒息事故的隐患。而且通风机停风后,恢复通风时,必须检查瓦斯。只有在局部通风机及其开关附近 10m 以内风流中瓦斯浓度不超过 0.5% 时方可人工开启通风机。这方面的事故教训是很多的。如 1991 年山西省怀仁县卡庄矿春节放假时,采区内的局部通风机停止运转,掘进巷道内瓦斯超限,在恢复工作时,队长进入掘进巷道内检查,由于矿灯失爆,产生火花,引起瓦斯爆炸,造成 12 人死亡的重大恶性事故。

第五节 矿井反风

矿井反风是作为处理火灾或爆炸事故的一种措施,使用得当可以有效的防止事故扩大,迅速救援遇难人员和扑灭矿井火灾。

矿井反风就其风流反转的范围来说,可分为全矿井反风、区域性反风及局部反风三大类。全矿井反风时总进和总回风流反向;各回采工作面可能同时反风,也可能处于风流停滞状态。区域性反风它可以是某一系统反风,或某一采区反风,或若干个回采工作面反风,其余巷道系统则维持原来风流状态或者停风。局部反风是专指某一工作面或巷道的反风。

一、区域性反风

区域性反风是指在采区内部配置一条平时不用而灾变时才使用的反风回路,使采区的主要巷道或工作面处于潜在的角联支路中,利用角联支路风流方向可变的原理,根据需要随时启闭有关的风门,以改变风流方向,实现灾变时期采区主要巷道和工作面风流反向的应急措施。目的是为从采区原先的回风侧去灭火救人。

1980 年 6 月河南省梁洼煤矿许坊井北翼六采区运输下山发生火灾,巷道布置与局部通风系统如图 3-38 所示,当时为了抢救井下人员,进行区域性反风,人员全部安全撤出,130 m 巷道大火被迅速扑灭。

反风前通风系统:风门 B、D 是处于开启状态,新鲜风流从运输大巷→风门 D→运输下山→采煤工作面→轨道下山→风门 B 所处的联络巷→总回风巷。

区域性反风时,首先打开风门 A、C,关闭风门 B、D,新鲜风流由运输大巷→风门 A 所处的联络巷→轨道下山→采煤工作面→运输下山→风门 C→总回风巷。

处理事故的实践表明,进行全矿井反风,操作难度大,影响范围广,而处理灾害的范围仅仅局限于井筒、井底车场和矿井主要进风大巷。从实用价值看,在生产矿井,尤其是高瓦斯矿井,容易发生灾变的地点并非只在主要进风流中,而大多数发生在采掘工作面或专用胶带输送机巷道中,在后者情况下,如果进行全矿井反风显然是不适宜的。近年来,随着矿井机械化程度的提高,开采强度的不断加大,井下原煤运输已多采用胶带集中运输,而胶带输送机又多处于进风流中,巷道内的电缆、胶带、开关及其他电器设备因质量不过关或管理不当等原因,极易发生外因火灾。火灾产生的大量有毒烟流能直接进入有人工作的各用风地点,不但影响矿井的正常生产,还会造成大量的人员伤亡和财产损失。因此,很有必要在容易发生外因火灾的回采工作面或专用胶带输送机道建立局部反风系统。为了能够实现采区内区域性反风,应该在设计中即予考虑,预设采区反风所必需的联络

短巷。这种联络短巷专为反风使用，平时不需通车，巷道不必很长，只要能设置风门即可。平时关闭，只在采区反风时打开。联络短巷也可作为采区消防材料、设备及自救器的安放场所，并在其中设压风管及阀门，供避灾人员使用。预设反风联络巷、反风门及灭火设备，对于及时反风，迅速救人和灭火是具有决定意义的必要措施。

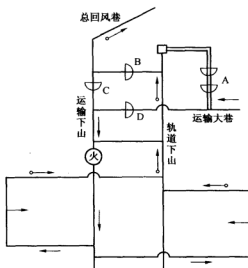


图 3-38 河南省梁庄煤矿巷道布置与局部通风系统图

二、主要通风机反风

一般来说，矿井进风井口、井筒、井底车场及其内的硐室、中央石门、主进风大巷发生火灾时，一定要采取全矿性反风措施，以免全矿或一翼直接受到烟侵而造成重大恶性伤亡事故。

1962年8月7日大屯某矿进风井口发生火灾，由于反风及时，当班井下1300多人无一人伤亡。1974年5月4日鹤岗局某矿一井，进风斜井煤仓自燃出现明火。反风使井下600多人安全撤出。1974年12月14日抚顺某矿2号斜井（木背板支护）发生火灾，及时反风后，井下1000多人安全从原回风井撤出。1978年2月15日舒兰局某矿井底泵房灯泡取暖引起火灾，由于无法反风，死亡68人。

《煤矿安全规程》第一百二十二条规定生产矿井主要通风机必须装有反风设施，并能在10min内改变巷道中的风流方向；当风流方向改变后，主要通风机的供给风量不应小于正常供风量的40%。

由于矿井反风是矿井发生灾变时（特别是火灾）所采取的一项重要的控制风流的救灾措施。当矿井火灾发生在矿井的主要进风区域时（如井底车场及主要进风道，这里有许多机电设备，容易发生火灾），火灾所产生的高温烟流，随进风流将侵入到井下各个工作场所，对井下作业人员的生命安全和生产构成巨大的威胁。在这种情况下，实行全矿性

的反风,将火灾烟流由进风井筒排出,限制了火灾烟流流向井下生产区域。这对缩小灾害范围,有效地撤出井下作业工人,具有决定性的意义。因此,《煤矿安全规程》规定:“每个生产矿井主要通风机必须有反风设施,必须能在10min内改变巷道中的风流方向。”这就从制度上保证了实施成功反风的可靠性,而且要求快速可靠,以达到迅速控制灾情的目的。

对于反风命令下达后要求在10min内必须改变巷道中的风流方向的规定,即要求反风设施操作简便、灵活和可靠,使反风命令下达后立即能获得反风的效果。因为火灾烟流是随进风流的流动速度向工作区域蔓延,流动速度很快。为了有效地控制火烟流的蔓延,则要求矿井的反风操作必须迅速可靠。一般有经验的而且经常进行反风试验的矿井,其反风操作均能在4~6min内完成。反风操作速度愈快,操作的可靠性愈高,则反风的成功率愈高,愈能显示出反风控制灾变风流的救灾效果。

三、反风过程中的注意事项

反风是一种技术性很强的决定,应慎重考虑反风的结果。如果决定反风,应首先撤出原进风系统人员,并让全体救灾人员知道。同时设法通知井下人员,并控制入井人员。

进风井口、井筒、井底车场、主要进风巷和硐室发生火灾时,为抢救井下工作人员,应进行全矿井反风。指挥部下达反风命令前,必须将火源进风侧的人员撤出,并采取阻止火灾蔓延的措施。

采取风流短路措施时,必须将受影响区域内的人员全部撤出。

多台主要通风机联合通风的矿井反风时,要保证非事故区域的主要通风机先反风,事故区域的主要通风机后反风。

由于矿井通风网络的复杂性、火势发展的不均衡性,采用什么方式反风,应视具体情况决定。最好平时做好反风演习工作,通过演习观测瓦斯涌出、煤尘飞扬情况,以判断在火灾时反风后是否有发生爆炸危险。通过演习摸清在什么地点发火时应采用何种反风方式。

防止粉尘飞扬。反风时,平常贴在巷帮背向风流缝隙里的粉尘被反风流吹出,会增加风流中的粉尘浓度,污染井下环境,影响测风人员的身体健康和安全。因此,反风前有必要全部打开全风压风流中的净化水幕,避免这一现象的发生。

井下停电方法。原则上采用逐个地区由里而外的停电方法,但该方法太浪费人力和时间,不符合实际反风的需要,灾变发生时可采用在井上集中切电的方法。

排放瓦斯问题。矿井反风最大的隐患是排放瓦斯时发生事故。各掘进工作面恢复通风时,必须符合《煤矿安全规程》第一百四十一条规定:先检查瓦斯情况,只有停风区中最高瓦斯浓度不超过1.0%和最高二氧化碳浓度不超过1.5%,且局部通风机及其开关附近10m内风流中瓦斯浓度不超过0.5%时,掘进队机电队长(或副队长)和电工方可启动局部通风机恢复正常通风。

四、反风演习

《煤矿安全规程》第一百二十二条规定生产矿井每季度应至少检查1次反风设施,每年应进行1次反风演习;矿井通风系统有较大变化时,应进行1次反风演习。

1. 反风演习的目的和意义

(1) 矿井反风是为了使矿井灾变时,尤其是发生火灾事故时缩小灾害波及范围、使可能受影响地区的人员能够有充分的时间按避灾路线撤至地面、从而减少因火灾等事故而带来的人员伤亡。

(2) 通过反风演习、掌握矿井各主要通风机反风性能,测定矿井主要巷道、风井反风风量,验证矿井各主要通风机反风量能否达到《煤矿安全规程》要求的反风量不应小于正常供风量的40%。

(3) 通过反风演习,测定矿井 CH_4 和 CO_2 涌出量,分析反风前后矿井有害气体的变化。

(4) 通过反风演习,观察井下采空区密闭内气体变化规律。

(5) 通过反风演习,测定矿井自然风压、风量。

(6) 通过反风演习使井下人员熟悉避灾路线和方法,一旦发生灾变能安全顺利脱险。

(7) 观测全矿井反风和区域性反风以后,井下主要巷道的风流方向、风量的变化情况,为年度灾害预防处理计划制定提供理论依据。

(8) 通过反风演习,查找问题,提高矿井抗灾能力,并为领导决策提供各种理论数据及经验。

2. 反风要求

(1) 主要通风机司机和矿井反风领导小组成员掌握并熟悉反风的操作和指挥工作。反风演习时,所有主要通风机司机必须到场。

(2) 矿井反风命令下达后,必须在10min内改变巷道风流方向。

(3) 主要通风机反风时供给的风量不应小于正常风量的40%。

(4) 矿井反风演习持续时间不得少于2h,以充分检验矿井反风设备的抗灾能力;并能保证人员从矿井最远地点安全撤到地面。

(5) 检验并记录瓦斯涌出量较大的采掘工作面风流中 CH_4 、 CO_2 浓度达到2%的时间和大于2%的持续时间。

(6) 反风结束后,对井下进行全面检查,确认安全后,方可恢复生产。

反风时根据矿井实际情况假设灾变地点,可充分考虑进风流发生灾变和采区内发生灾变的情况,对全矿井反风和区域性反风分别有针对性地进行演练。

3. 反风方式和反风方法

根据矿井实际情况,确定适合的反风方式,确定单反或者多反,并根据灾变地点确定反风次序;确定利用反风道反风或者风机反转反风,或者混合使用。

4. 确定反风演习时间

每年要确定1次反风的时间。

5. 确定反风前后需要观察的项目和测量的参数

数据观测:包括选定观测点的位置(一般在主要通风机总回风中、盘区各进风处、全矿总进风中都要设置测点),安排检查人员(最好安排救护队员来检测)和仪表,规定各测点的检测内容、方法、起止时间和间隔次数,划定反风期间的警戒地区(在原总进风口的地表20m以内禁止照明和其他明火,并禁止行人)。恢复生产的计划:包括恢复正常通风后,先检查井下各处的瓦斯浓度,符合要求时才能向井下输送动力电,要让水泵尽

(2) 观测方法。反风前,测定人员必须提前一小时到现场对各参数进行测定。

反风过程中对各测点风量每隔半小时测定1次,对各测点的 CH_4 、 CO_2 浓度、温度每隔10min测定1次,并观测巷道中风流方向。对工作面作重点监测,并记录其瓦斯浓度达到2%的时间。

6. 反风前应做的准备工作

制定矿井反风演习计划,成立反风领导小组,安排下述各项检修工作计划。

(1) 检修各主要通风机的反风设备和设施,如检修反风门的启动电机、滚筒、钢丝绳和风门转轴是否动作可靠等。

(2) 防止反风时风流短路或大量漏风,包括防爆门要有固定锁栓,防止被反风风流冲开;修堵反风绕道的漏风处,检修反风门本身的密实程度,反风门改变位置的前后有无漏风缝隙,还要保证反风时主要通风机动轮两侧的两个反风门能够顺利下放和顺利提起,并都能固定在预定的位置上,要防止反风门的两侧因存在通风压差而可能固定不了的情况发生。检查井下各处风门是否配有反风门,如果没有配置,反风时须在每个风门处安排人员负责关闭。

(3) 检查井下火区,火区密闭必须严实,防止反风时向火区大量漏风引起自燃;反风前后要检测火区气体浓度的变化。

(4) 检修井下电气设备,反风时,井下先停电,水泵停转,泵房储水池容量是否够大;恢复正常通风时,水泵的排水能力是否足够,向井下送电时,井下各种输电、配电设备有无出现故障事故的可能。

(5) 注意降低通风阻力,检查反风绕道内是否有堆积物,断面是否有较大变化处。

7. 反风演习的步骤

(1) 各岗点人员准备就绪后,由反风演习总指挥下令反风开始。

(2) 参加反风演习的人员,按照分工,分别进行火区检测、各区域测风、有害气体检查、风门状况检查等工作。每个岗位必须做到职责明确,行走路线明确,汇报地点、时间明确。

(3) 所有反风监测数据收集齐全后,根据反风时间要求准时恢复正常通风状态。

(4) 根据井下瓦斯检查情况汇报,确定恢复供电时间,进入正常生产工作程序。

8. 安全措施

(1) 反风期间井下停止工作,非反风人员一律不准入井(包括主井装载人员),凡因工作需要入井人员,必须持矿安监部门签发的临时入井证入井,井口信息站、运输队把罐工和矿灯房必须认真检查、严格把关,否则不得入井。反风演习前必须清查各头面和井下其他有人工作地点的人员上井情况。

(2) 反风前人员撤离工作地点后,各采掘工作面所有电器设备由跟班队长和当班电工负责切断电源,各采区变电所、配电点由机电队负责安排专人切断电源,停电顺序由里向外必须保证安全、可靠。

(3) 井下各掘进地点人员全部撤离后,由跟班队长负责在进入工作地点的入口处拉警戒绳并悬挂“禁止入内”警标牌。所有盲巷部分,不许存放电缆和电器设备。

(4) 反风演习前要对有煤尘堆积的回风道进行冲刷清洗。

(5) 反风演习前,井下各组人员必须关闭好各处的反向风门。

(6) 在反风演习前,应当对井下的通讯设备进行检修,必须确保井上下的联络工作迅速准确。

(7) 所有参加井下反风人员必须熟悉矿井的避灾路线,必须按措施要求,做好各项工作,密切注意风流方向、风量及瓦斯变化情况,发现异常情况及时向矿调度室汇报。

(8) 反风演习期间,在出风井井口附近 20m 范围内以及相连通的井口房等建筑物内,由机电科负责安排切断电源,禁止一切火源和各施工单位进行施工,并禁止人员通过。

(9) 反风结束、主要通风机正常通风 10min 后,瓦检员检查各变电所瓦斯情况并汇报矿调度室,无异常时由总指挥下达向各变电所依次送电的命令,然后由机电队负责按规定由变电所向所辖区域送电,送电顺序由外向里。

(10) 反风结束后应及时按有关规定恢复各采掘面和其他供风地点的供风。

9. 恢复正常通风及排放瓦斯安全措施

矿井反风演习结束后,主要通风机正常运转 10min 后,所有受到停风影响的地点,都必须恢复正常通风、且经过安检、通风、机电部门专职人员检查,证实无危险后,方可恢复生产工作。

为保证各采掘面恢复正常通风和生产,矿应成立恢复通风和恢复生产小组,各小组成员应由安检员、生产科人员、通风队瓦检员、各掘进队机电队长(或副队长)并带 1 名电工组成。

各小组组长负责组织和领导,安检员负责安全监督,通风队瓦检员负责检查局部通风机及其开关附近 CH_4 、 CO_2 浓度,并用就近电话向总指挥汇报,由总指挥向各变电所下达恢复通风送电命令,方可允许送电恢复通风,各掘进队电工负责送电工作。各小组恢复通风时包括对各采煤工作面回风流中瓦斯浓度检查,如发现隐患及时汇报并采取措施。

各掘进工作面恢复通风时,必须符合《煤矿安全规程》规定:先检查瓦斯情况,只有停风区中最高瓦斯浓度不超过 1.0% 和最高二氧化碳浓度不超过 1.5%,且局部通风机及其开关附近 10m 内风流中瓦斯浓度都不超过 0.5% 时,掘进队机电队长(或副队长)和电工方可启动局部通风机恢复正常通风。

若发现停风区中瓦斯浓度超过 1.0% 或二氧化碳浓度超过 1.5%,最高瓦斯浓度和二氧化碳浓度不超过 3.0%,必须及时向反风指挥部汇报并由井下现场恢复通风和恢复生产小组负责采取安全措施,控制风流逐段排放瓦斯。

若在恢复通风过程中发现停风区瓦斯浓度或二氧化碳浓度超过 3.0% 时必须及时汇报反风指挥部,并由各小组安排瓦检工守候,设置警戒,严禁人员入内。通风队制定专门措施经矿总工程师批准后,由救护队员进行排放。

复 习 思 考 题

1. 矿井空气中 CH_4 、 CO 、 CO_2 的来源有哪些?说明它们的性质及检测方法?
2. 说明空气中氧气浓度对人体健康的影响,井下空气中氧气减少的原因及《煤矿安全规程》对氧浓度的规定。
3. 试比较各种通风方法的优缺点及应用条件。
4. 简述并比较各种风量调节方法。

5. 局部通风机通风有哪3种方式? 各有什么优缺点?
6. 从风流的反转范围来说, 矿井反风分为几类? 各适用于什么情况下?
7. 反风过程中应该注意哪些事项?

第四章 煤矿矿井瓦斯防治

矿井瓦斯是成煤过程中的伴生产物,由于它具有可燃可爆性,在煤炭开采过程中又常伴随有煤与瓦斯突出、瓦斯爆炸等事故发生。但是,矿井瓦斯又是一种优质热源,在矿井开采过程中对瓦斯进行抽放可变害为利;另外,从环境保护角度而言,也有必要对矿井瓦斯加以治理,据有关部门分析,瓦斯对大气臭氧层的破坏作用是二氧化碳对臭氧层破坏作用的20倍。因此,防治瓦斯灾害,开发煤层瓦斯,是煤矿一项长期的任务。

本章从矿井瓦斯的生成与赋存入手,着重叙述了矿井瓦斯涌出,煤(岩)与瓦斯突出及其防治,矿井瓦斯爆炸及其防治,矿井瓦斯抽放等有关内容。

第一节 矿井瓦斯的生成与赋存

一、矿井瓦斯的生成

广义的矿井瓦斯是指井下有害气体的总称,狭义而言,有时就专指甲烷。

甲烷是无色、无味、无嗅、可以燃烧或爆炸的气体。它对人呼吸的影响同氮相似,可使人窒息。当甲烷浓度在空气中达到57%时,相应的氧浓度被稀释到9%,人即刻处于昏迷状态,有死亡危险。甲烷分子直径0.41nm,其扩散速度是空气的1.34倍,它会很快的扩散到巷道空间。甲烷的密度为 0.716kg/m^3 (标准状况下),为空气密度的0.554倍。甲烷的化学性质不活泼。微溶于水,在101.3kPa条件下,当温度20℃时100L水可溶3.3L;0℃时可溶解5.56L甲烷。

煤矿瓦斯主要来自于煤层和含煤地层,有关它的成因学说有多种多样。但是,目前国内多数学者认为煤中的瓦斯是在成煤的煤化作用过程中形成的,即有机成因说。有机成因说认为:煤的原始母质沉积以后,一般经历两个成气时期,从植物遗体到泥炭属于生物化学成气时期;在地层的高温高压作用下,从褐煤到烟煤,直到无烟煤属于煤化变质作用成气时期。而实际上,瓦斯的生成和煤的形成是同时进行的,且贯穿于整个成煤过程的始终。

二、矿井瓦斯的赋存

瓦斯在煤层中的赋存状态一般有两种,即吸附状态和游离状态;而煤层瓦斯含量实际上是指吸附瓦斯量和游离瓦斯量之和,其值的大小往往是评价煤层瓦斯储量和是否具有抽放价值的重要指标。在成煤过程中,瓦斯的生成量是十分可观的;但是,煤层中赋存的瓦斯量却比生成量要少的多。其原因就在于大量瓦斯在生成的同时,得到不断地排放。亦即,现今煤层中瓦斯量的大小不仅取决于成煤中生成量的多少,而且还与煤层及围岩的赋存条件有关。目前的实验表明:在煤的瓦斯含量中,一般吸附瓦斯占80%~90%;而吸

附瓦斯量的多少,主要取决于煤对瓦斯的吸附能力、瓦斯压力、温度等条件,吸附瓦斯在煤中是以单分子层吸附的状态附着于煤的表面。

煤的瓦斯含量与温度、瓦斯压力有关系,如图4-1所示,该图是某一煤样的测定曲线,从图中可以看出:由吸附瓦斯和游离瓦斯组成的总瓦斯量随瓦斯压力增大而提高,随温度的升高而降低。这是因为在一定温度下,当瓦斯压力升高时,则意味着单位体积内瓦斯分子数增加,从而增大了瓦斯分子与煤体吸附的机会;当吸附量增加到一定程度后,就渐趋饱和。

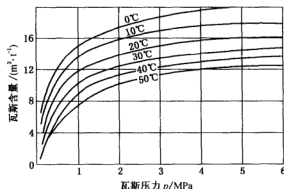


图4-1 瓦斯含量和温度、压力的关系

(一) 煤层瓦斯含量

煤层瓦斯含量包括游离瓦斯含量和吸附瓦斯含量,其计算式为:

$$x = \frac{abp}{1 + bp} \left(\frac{100 - A_{ad} - M_{ad}}{100} \right) \times \frac{1}{1 + 0.31M_{ad}} + \frac{10kp}{\rho} \quad (4-1)$$

式中 x ——煤层瓦斯含量, m^3/t ;

a ——吸附常数, 试验温度下的极限吸附量, m^3/t , r ($\text{米}^3/\text{吨可燃物}$);

b ——吸附常数, MPa^{-1} ;

p ——煤层瓦斯压力 (绝对压力), MPa ;

A_{ad} ——煤的灰分, %;

M_{ad} ——煤的水分, %;

k ——煤的孔隙体积, m^3/m^3 ;

ρ ——煤的密度, t/m^3 。

图4-2为煤的吸附瓦斯量和游离瓦斯量以及总瓦斯量之间的关系,从中可以看出:在瓦斯压力比较低时,吸附瓦斯量占绝大部分,随着瓦斯压力的增大,吸附瓦斯量渐趋饱和,而游离瓦斯所占的此例逐渐提高。因此,在深部地层中,当瓦斯压力较高时,煤层和岩层孔隙中所含有的游离瓦斯量,往往可以达到相当大的数值。

(二) 影响煤层瓦斯含量的主要因素

煤体从植物遗体到无烟煤的变质过程中,每吨煤至少可生成 100m^3 以上的瓦斯。但

是,在目前的天然煤层中,最大的瓦斯含量一般不超过 $50\text{m}^3/\text{t}$ 。根据目前的研究成果,影响煤层瓦斯含量的主要因素如下:

1. 煤层的埋藏深度

埋深的增加不仅会因地应力增高而使煤层及围岩的透气性变差,而且瓦斯向地表运移的距离也增长,这二者都有利于封存瓦斯。当深度不太大时,煤层瓦斯含量随埋深基本上成线性规律增加。例如,焦作煤田,煤层瓦斯含量在不受断层与地质构造影响的地段,可用式 $X = 6.58 + 0.038H$ 表示(相关系数 $r = 0.96$,埋深 H) 150m (瓦斯风化带深)。

2. 煤层和围岩的透气性

煤系地层岩性组合及其透气性对煤层瓦斯含量有重大影响。一般情况下,煤层及其围岩的透气性越大,瓦斯越易流失,煤层瓦斯含量越小;反之,瓦斯易于保存,煤层的瓦斯含量就大。煤层顶底板透气性低的岩层(如泥岩,充填致密的细碎屑岩,裂隙不发育的灰岩等)越厚,他们在煤系地层中所占的比例越大,则往往煤层的瓦斯含量越高。例如原四川重庆、贵州六枝、湖南涟邵等地区其煤系主要岩层均是泥岩、页岩、砂页岩、粉砂岩和致密的灰岩,而且厚度大,横向岩性变化小,围岩的透气性差,封闭瓦斯的条件好,所以煤层瓦斯压力高,瓦斯含量大,这些地区的矿井往往是高瓦斯或有煤与瓦斯突出危险的矿井;反之,当围岩是由厚层中、粗砂岩、砾岩或是裂隙溶洞发育的灰岩组成时,煤层瓦斯含量往往较小。例如山西大同煤田,北京西部煤田,煤层顶底板主要是厚层砂岩,透气性好,故而煤层瓦斯含量较低。

3. 煤层倾角

在同一埋深及条件相同情况下,煤层倾角越小,煤层的瓦斯含量就越高。例如芙蓉煤矿北翼煤层倾角陡($40^\circ \sim 80^\circ$),相对瓦斯涌出量约 $20\text{m}^3/\text{t}$,无瓦斯突出现象;反之,南翼煤层倾角缓($6^\circ \sim 12^\circ$),相对瓦斯涌出量则高达 $150\text{m}^3/\text{t}$,而且还有瓦斯突出现象。发生这种现象的原因主要在于,煤层渗透性一般大于围岩,煤层倾角越小,在顶板岩性密封好的条件下,瓦斯越不容易通过煤层抽放,煤体中产生的瓦斯容易得到贮存;故而煤层的瓦斯含量高,瓦斯涌出量大。

4. 煤层露头

煤层露头是瓦斯向地面排放的出口,因此,毫无疑问,露头存在时间越长,瓦斯抽放就越多,例如福建、广东地区的煤层多有露头,故而瓦斯含量往往较低。反之,地表无露头的煤层,瓦斯含量往往较高,例如:四川中梁山煤田,煤层无露头,而且为覆舟(背斜)状构造,所以煤层瓦斯含量大。

5. 地质构造

地质构造是影响煤层瓦斯存贮的最重要的条件之一。封闭型地质构造有利于封存瓦斯,开放型地质构造有利于排放瓦斯。

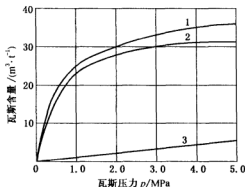


图 4-2 煤层瓦斯含量和瓦斯压力的关系曲线

1—总瓦斯含量；2—吸附瓦斯含量；

3—游离瓦斯含量

三、矿井瓦斯涌出及其主要影响因素

矿井瓦斯涌出是指在矿井建设和生产过程中从煤与岩石内涌出的瓦斯，其涌出量的大小，由瓦斯涌出量来表示。目前，矿井瓦斯涌出量的表达方法有两种，即：绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量，前者是指单位时间内从煤与岩石内涌出的瓦斯量，单位为 m^3/min 或 m^3/d ；后者是指平均日产 1t 煤同期所涌出的瓦斯量，单位是 m^3/t 。

根据矿井瓦斯涌出在时间与空间上分布形式的不同，又可分为普通（一般）涌出与特殊（异常）涌出。普通涌出是在时间与空间上比较均匀，普遍发生的不间断涌出，它决定了矿井的瓦斯平衡与风量分配；特殊涌出是在时间与空间上突然、集中发生，且涌出量很不均匀的间断涌出，其中包括瓦斯喷出和煤与瓦斯突出。

为了便于分析、计算和治理瓦斯，可将矿井瓦斯涌出分为掘进巷道的瓦斯涌出、回采工作面的瓦斯涌出和采空区瓦斯涌出。

1. 掘进巷道的瓦斯涌出

掘进巷道的瓦斯涌出包括三部分：即巷道壁、迎头煤壁和采落煤炭的瓦斯涌出。三者一般都遵循负指数曲线的规律。但是，由于掘进速度与落煤工艺的不同，以及地质条件等的变化，瓦斯涌出在时间与空间上也会有变化。

2. 回采工作面的瓦斯涌出

由于工作面回采而涌出的瓦斯，一部分来自于本开采层（煤壁与采落的煤炭），另一部分来自于受采动影响的邻近煤层与围岩。前一部分涌出量由于落煤工艺的不同而有较大的变化。

回采工作面的通风系统对瓦斯涌出的分布有重要影响，一般情况下，开采层的瓦斯涌出量全部进入回采工作面，邻近层瓦斯涌出量进入回采工作面的比例则取决于通风系统。因此，回采工作面绝对瓦斯涌出量由开采层瓦斯涌出量和进入工作面的邻近层瓦斯涌出量所组成。

3. 采空区瓦斯的涌出

采空区瓦斯涌出可分为几部分，即围岩瓦斯涌出、未采分层瓦斯涌出、回采丢煤瓦斯涌出和邻近层瓦斯涌出，如工作面周围有已采的老空区存在，也会向现采空区涌出瓦斯。这几部分瓦斯随着采场内煤层，岩层的变形或垮落而卸压，按各自的规律涌入采空区混合在一起，在浓度（压力）差和通风负压的作用下涌向工作面，由于采场条件所限，要想严格区分上述各部分涌出的瓦斯量是很困难的。

4. 瓦斯涌出量的主要影响因素

影响瓦斯涌出量的主要因素有自然因素和开采技术因素。

1) 自然因素

自然因素主要包括 3 个方面，即煤层和围岩的瓦斯含量、开采深度和地面大气压力的变化。

(1) 煤层和围岩的瓦斯含量。它是影响瓦斯涌出量大小的决定性因素，一般情况下，煤层的瓦斯含量越高，其相对瓦斯涌出量也越大。但是，煤的瓦斯含量与相对瓦斯涌出量虽然其表达单位相同，但是其物理意义却不相同，而且在数量上也不相等，这是因为瓦斯涌出量不仅包括来自于采出煤炭所涌出的瓦斯，而且还包括矿井内一切煤层岩层涌出的瓦

斯, 尽管采出煤的残余瓦斯含量随煤运至地面而未涌入矿井, 但是后一来源的量较大, 所以相对涌出量比开采层的瓦斯含量大。例如焦作中马村矿开采采煤工作面, 其相对瓦斯涌出量为其含量的 1.22~1.76 倍, 淮南谢二、谢三两矿, 开采 C_{13} 煤层的相对涌出量为其含量的 1.58~1.73 倍。

(2) 开采深度。在瓦斯风化带内开采的矿井, 相对瓦斯涌出量与深度无关; 在甲烷带内开采的矿井, 随着开采深度的增加, 相对瓦斯涌出量增高。值得注意的是, 在深部开采时, 邻近层与围岩所涌出的量比开采层增加得快。

(3) 地面大气压的变化。当地面大气压力下降时, 引起瓦斯涌出增加的往往是工作面后部采空区与老采区; 而掘进巷道与掘进区几乎不受影响, 影响程度可按等温过程的气体状态方程来估计。每个矿井应掌握本矿瓦斯涌出量随大气压力变化的规律, 以防瓦斯事故的发生。

2) 开采技术因素

开采技术因素主要包括开采顺序与回采方法、回采速度与产量、落煤工艺与老顶来压步距、通风压力与采空区密闭质量和采场的通风系统等。

(1) 开采顺序与回采方法。首先开采的煤层(或分层), 其相对瓦斯涌出量较大, 而后开采的煤层(或分层), 其涌出量减少。

回收率低的回采方法, 相对瓦斯涌出量增大。陷落式顶板管理方法比充填式造成更大范围的围岩破坏与卸压, 邻近层瓦斯涌出的分量增大。因此, 前者的相对涌出量也比后者高。水采水运的采煤方法, 比早采相对瓦斯涌出量降低, 这是因为湿煤残余瓦斯含量增大的缘故。

(2) 回采速度与产量。当回采速度不高时, 绝对瓦斯涌出量与回采速度(日推进速度)或产量成正比, 相对瓦斯涌出量保持常数; 当回采速度较高时, 相对瓦斯涌出量中开采层涌出分量与邻近层涌出分量都相对减小, 即相对瓦斯涌出量有所降低, 因此, 绝对瓦斯涌出量随回采速度或产量的增加而增高量低于线性增量。在高瓦斯综采工作面据实测结果表明, 快采快运可明显地减少瓦斯涌出。

(3) 落煤工艺与基本顶来压步距。两者对瓦斯涌出量的峰值与波动即瓦斯涌出不均匀系数有显著影响, 不仅影响绝对瓦斯涌出量, 而且在一定程度上影响相对瓦斯涌出量。采用浅截深的连续落煤工艺和缩短老顶来压步距都能显著减小瓦斯涌出不均匀系数。据统计同正常平均瓦斯涌出相比, 风镐落煤时瓦斯涌出增大到 1.1~1.3 倍; 放炮时为 1.4~2.0 倍; 采煤机采煤时为 1.3~1.6 倍; 水枪落煤时为 2~4 倍。

(4) 通风压力与采空区封闭质量。通风压力与采空区密闭质量都对老采区的瓦斯涌出有一定的影响。通风压力小, 采空区密闭质量好。则可减小老采区瓦斯涌出不均匀系数及涌出量, 这对老矿井具有重要意义。

(5) 采场通风系统。根据进、回风巷是在煤体内还是在采空区内维护, 可把采场通风系统划分为四种基本类型: “进回皆煤”型、“进回皆空”型, “进煤回空”型与“进空回煤”型。不论哪种类型, 从开采层涌出的瓦斯几乎都是进入采场的, 而邻近层与围岩涌出的瓦斯可能是一部分进入采场, 也可能是全部进入采场。此外由于采空区瓦斯被风流带走的难易程度的不同, 四种类型的瓦斯涌出量会有很大差别, 当邻近层瓦斯涌出量大时差别更为明显。

第二节 矿井瓦斯等级鉴定

一、矿井瓦斯涌出量

(一) 矿井瓦斯涌出量的计算

矿井(或矿井内某一区域)的绝对瓦斯(含二氧化碳)涌出量和相对瓦斯(含二氧化碳)涌出量之间的关系,有

$$q_k = \frac{60 \times 24 Q_k n}{T}, \text{ m}^3/\text{t} \quad (4-2)$$

式中 Q_k ——矿井(或矿井内某一区域)的绝对瓦斯(含二氧化碳)涌出量, m^3/min ;

n ——矿井(或矿井内某一区域)的月工作日, d;

T ——矿井(或矿井内某一区域)的月产量, t。

$$Q_k = \frac{100Q}{C - C_0}, \text{ m}^3/\text{min} \quad (4-3)$$

式中 Q ——矿井(或矿井内某一区域)的风量;

C ——矿井(或矿井内某一区域)的回风流的瓦斯(含二氧化碳)浓度, %;

C_0 ——矿井(或矿井内某一区域)的进风流的瓦斯(含二氧化碳)浓度, %。

当 $C_0 = 0$ 时, 有

$$Q_k = 100QC, \text{ m}^3/\text{min} \quad (4-4)$$

(二) 矿井瓦斯涌出的治理

矿井瓦斯涌出的治理一般有 3 种方法, 即: 分源治理、按瓦斯危险程度进行分级和分类治理和综合治理。

1. 分源治理

所谓分源治理就是针对瓦斯来源的数量及其变化规律等特征, 采取相适应的控制技术进行治理, 并通过方案对比, 选用效果好、经济佳、适用、最优的治理方法。

(1) 掘进瓦斯涌出的治理。控制掘进巷道瓦斯涌出的主要方法有: 掘前预抽瓦斯; 边掘边抽瓦斯; 井巷周壁隔绝封堵引排瓦斯或抽放瓦斯; 湿润煤体与洒水; 减少一次爆破量与爆破深度; 间歇掘进但不停风; 双巷掘进; 缩短独头掘进巷道长度; 加强通风, 严格通风管理; 专职瓦斯检查员与瓦斯监测; 限制掘进速度等。根据掘进要求与地质技术条件, 选定一种或几种方法进行综合治理。

(2) 回采瓦斯涌出的治理。控制回采工作面与邻近层瓦斯涌出的主要方法有: 本煤层采前预抽瓦斯; 工作面煤壁浅孔注水, 采落碎煤洒水快运; 减少一次爆破煤量, 限制工作面推进速度, 抽放上、下邻近层卸压瓦斯, 抽放采空区瓦斯; 针对瓦斯来源选用符合分源治理瓦斯原则的通风系统, 加强通风管理, 维护好通风系统, 增加风量, 设专职瓦斯检查员与瓦斯监测等。总之, 需根据回采要求与条件, 选用适用的综合治理瓦斯的方案。

U 型通风系统回采工作面的上隅角, 瓦斯浓度高, 往往超过《煤矿安全规程》规定的允许浓度值。目前, 解决的方法主要有: 抽放邻近层或采空区瓦斯, 采空区埋管抽放, 采用尾巷排放, 进风负压引排与局部通风机向上隅角供风相结合等方法。

(3) 老空区瓦斯涌出的治理。首先要及时封闭老空区,并保证密闭质量,以控制瓦斯涌出。当老空区瓦斯涌出量较大时,应进行抽放瓦斯,抽放这种瓦斯方法简易,工程量小容易奏效。抽放老空区瓦斯既可以显著降低矿井瓦斯涌出量,而且可以提高矿井瓦斯抽放率,开发瓦斯资源,减少隐患,提高矿井生产的安全性。

2. 按瓦斯危险程度进行分级和分类治理,即分级分类治理

所谓分级分类治理系指按瓦斯危险程度对独头掘进巷道进行分级分类,并按瓦斯危险类别进行治理(前述抽放瓦斯的分级就是分类治理中的一例)。划分出特别危险的工作面,就可以集中注意力、提高工程技术、管理人员和直接操作人员的责任心、无条件地遵守《煤矿安全规程》和有关规定的有关要求。相对来说,特别危险的巷道为数不多,这就有可能优先和完全保证对它的设备材料供应,为它的安全生产创造条件。分类的要点是:从所有掘进巷道中,把在放炮之后或停风之后,或在遇到意外情况(揭穿瓦斯喷出、地质破坏)时,工作面的瓦斯很可能达到危险程度的巷道挑出来,定为特别危险巷道。

根据一些矿井的实践,瓦斯特别危险巷道的标准是:

(1) 爆破后工作面甲烷浓度 $\geq 2\%$ 。

(2) 工作面停风后 30min 内,甲烷浓度达到 2%。

对此,采取的主要措施是:对于瓦斯涌出量 $> 3\text{m}^3/\text{min}$ 的特别危险的工作面,采用隔离抽放瓦斯,局部通风机采用“四专二闭锁”(四专:专用变压器、专用电缆,专用开关,专人看管;二闭锁:风、电、瓦斯闭锁),当局部通风机停转时,能自动换闸启动备用局部通风机,瓦斯自动监测,通风状态监测,抽放瓦斯实行分级管理,抽放巷道积存瓦斯过程自动化等。我国双鸭山矿务局在 1979~1989 年,先后把 196 个采掘工作面定为高瓦斯工作面,并对其采取专门的综合防治措施,使 99% 的工作面杜绝了事故,实现了安全生产。

3. 综合治理

综合治理是以消除瓦斯危险为方向,以确保生产中的人身安全为主要目标,采取包括瓦斯涌出形式和涌出量预测,预防瓦斯综合措施编制与实施(瓦斯分级分类管理、分源治理)、措施效果检查与评价,以及意外危险出现时应应急的人身安全保障措施等的综合安全防治措施。

二、矿井瓦斯等级鉴定

1. 矿井瓦斯等级的划分

我国与世界上许多国家一样,按照瓦斯涌出量的大小与瓦斯涌出的形式将矿井分成不同瓦斯等级并进行分级管理。《煤矿安全规程》第 133 条规定:在一个矿井中,只要有一个煤(岩)层发现瓦斯,该矿井即为瓦斯矿井。瓦斯矿井必须依照矿井瓦斯等级进行管理。

矿井瓦斯等级,根据矿井相对瓦斯涌出量、矿井绝对瓦斯涌出量和瓦斯涌出形式划分为:

(1) 低瓦斯矿井:矿井相对瓦斯涌出量小于或等于 $10\text{m}^3/\text{t}$ 且矿井绝对瓦斯涌出量小于或等于 $40\text{m}^3/\text{min}$ 。

(2) 高瓦斯矿井:矿井相对瓦斯涌出量大于 $10\text{m}^3/\text{t}$ 或矿井绝对瓦斯涌出量大于

40m³/min。

(3) 煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井。

每年必须对矿井进行瓦斯等级和二氧化碳涌出量的鉴定工作,报省(自治区、直辖市)负责煤炭行业管理的部门审批,并报省级煤矿安全监察机构备案。上报时应包括开采煤层最短发火期和自然倾向性、煤尘爆炸性的鉴定结果。新矿井设计文件中,应有各煤层的瓦斯含量资料。

2. 矿井瓦斯等级的鉴定

(1) 鉴定时的生产条件。矿井瓦斯等级的鉴定工作应在正常的条件下进行。矿井瓦斯等级的确定,按每一自然矿井中的矿井、煤层、一翼、水平和采区分别计算月平均日产一吨煤瓦斯涌出量,并应采取其中最大值,但被鉴定的矿井、煤层、一翼、水平或采区的回采产量应不低于该地区总产量的60%。

(2) 鉴定时间。由省(区)煤炭局根据矿井生产和气候变化规律,选在瓦斯涌出量较大的一个月份。

(3) 鉴定工作内容与要求。鉴定工作必须在鉴定月的上、中、下三句中各取1天(间隔10天)分3个班(或4个班)进行。在矿井、煤层、一翼、水平和采区的回风巷道中,分别测定风量和瓦斯浓度。每一工作班的测定时间应选在正常生产时间。测定地点应在测风站内进行,如果附近无测风站时,可选断面规整并无杂物堆积的一段平直巷道作为观测站。检测仪表必须进行校正。测量方法和次数应按“操作规程”进行。抽放瓦斯的矿井,在鉴定日内应在相应的地区测定抽放瓦斯量。矿井瓦斯等级的划分必须包括抽放瓦斯量在内的吨煤瓦斯涌出量。在鉴定月内,地面和井下的气温、气压和湿度等气象条件也应记录。

(4) 工作面班瓦斯涌出量的计算。计算煤层、一翼、水平或采区的瓦斯或二氧化碳涌出量时,注意应扣去相应的进风流中的瓦斯和或二氧化碳量。计算结果应填入表中。

(5) 鉴定报告表。鉴定结果填入矿井瓦斯等级鉴定报告表。在鉴定月的上、中、下三句进行测定的3天中,选取瓦斯涌出量最大的一天作为计算产1t煤瓦斯涌出量的数据。各矿务局应根据鉴定结果并结合产量水平、采掘比重、生产区域和地质构造等因素,提出确定矿井瓦斯等级的意见,连同有关资料报省(区)煤炭局审批。

(6) 报批的资料应包括下列内容:①瓦斯和二氧化碳测定基础表;②矿井瓦斯等级鉴定报告表;③矿井通风系统图,并标明鉴定工作的观测地点;④煤尘爆炸指数表;⑤上年度矿井内、外因火灾记录表;⑥上年度瓦斯(二氧化碳)喷出、煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出记录表;⑦其他说明:鉴定月生产是否正常和矿井瓦斯来源分析等资料。

(7) 有关瓦斯喷出、煤与瓦斯突出矿井问题。煤与瓦斯突出矿井,在矿井瓦斯等级鉴定期间,也必须按矿井瓦斯等级和二氧化碳的鉴定工作内容进行测定工作。矿井在采掘过程中,只要发生过一次煤(岩)与二氧化碳突出,该矿井即定为煤(岩)与二氧化碳突出矿井。

矿井内发生了瓦斯或二氧化碳喷出的地点,在其影响范围内应按防治突出的有关规定管理。在下一年度矿井瓦斯等级鉴定时,该地点瓦斯或二氧化碳喷出现象已经消失,该地点可以不再按防治喷出的有关规定管理。

在矿井瓦斯等级鉴定的同时,还必须测定矿井和各地区二氧化碳涌出情况。

(8) 基本建设矿井。在矿井瓦斯等级鉴定期间,正在建设的矿井也应进行瓦斯涌出量的测定。如果测定结果,特别是在揭开煤层后实际瓦斯涌出量超出原设计确定的矿井瓦斯等级时,应提出修改矿井瓦斯等级的专门报告,报原设计审批单位批准。

第三节 煤与瓦斯突出及其防治

煤矿地下采掘过程中,在很短时间(数分钟)内,从煤(岩)壁内部向采掘工作空间突然喷出煤(岩)和瓦斯的现象,人们称为煤(岩)与瓦斯突出,简称瓦斯突出或突出。它是一种伴有声响和猛烈力能效应的动力现象,它能摧毁井巷设施、破坏矿井通风系统,使井巷充满瓦斯和煤(岩)抛出物,能造成人员窒息、煤涌出埋人,甚至可能引起瓦斯爆炸与火灾事故,导致生产中中断等,因此,它是煤矿最严重的灾害之一。

一、煤与瓦斯突出概述

迄今为止,世界上各主要产煤国家都发生过煤与瓦斯突出现象,突出的气体有 CH_4 , CO_2 与 CH_4 或 CO_2 , 突出在千次以上的国家有中国、原苏联、法国、波兰和日本。世界上最大的一次突出发生在 1969 年 7 月 13 日顿巴斯矿区的加加宁矿井 - 710m 水平主石门揭穿厚仅 1.03m 的 L_3 煤层,其突出煤量为 14000t, 瓦斯 $2.5 \times 10^6 \text{ m}^3$ 以上。

我国是世界上煤与瓦斯突出最严重的国家之一。1998 年国有重点煤矿有 634 处矿井进行了矿井瓦斯等级鉴定,其中:瓦斯突出矿井 130 处,占有重点煤矿总数的 20.9%;高瓦斯矿井 184 处,占有重点煤矿总数的 20.9%。据统计,到目前为止,我国已发生突出强度在千吨以上的特大型突出共有百余次,最大的突出 1975 年发生于天府矿务局三汇坝一矿,突出煤岩 12780t、瓦斯 $1.4 \times 10^6 \text{ m}^3$, 为世界上第二大突出事故。

我国煤与瓦斯突出发生的地点统计数据见表 4-1 所列。从突出次数可见,煤巷掘进发生突出的次数最多,煤层平巷、煤层上山和煤层下山发生的突出占煤与瓦斯突出总次数的 76%,但突出强度较小,大多为强度小于百吨的中、小型突出。石门揭穿有突出危险煤层发生突出的总次数虽然较少但强度最大,我国绝大多数(80%以上)的特大型突出均发生在石门揭穿煤层工作面,采煤工作面发生的突出占煤与瓦斯突出总次数的 15.8%;但是,近几年来,采煤工作面发生突出的次数有明显增多的趋势,不仅在保护层采煤工作面发生突出,而且保护层采煤工作面也有突出发生,这在突出矿井已成为制约煤炭生产特别是机采工作面生产发展的一个重要的因素。

表 4-1 不同地点发生突出次数及强度统计表

| 巷道类别 | 突出次数 | 比例/% | 最大强度/t | 平均强度/(t·次 ⁻¹) |
|------|------|------|--------|---------------------------|
| 石 门 | 567 | 5.8 | 12780 | 317.1 |
| 煤平巷 | 4652 | 47.3 | 5000 | 55.6 |
| 煤上山 | 2455 | 24.9 | 1267 | 50.0 |
| 煤下山 | 375 | 3.8 | 369 | 86.3 |

续表

| 巷道类别 | 突出次数 | 比例/% | 最大强度/t | 平均强度/(t·次 ⁻¹) |
|----------|------|------|--------|---------------------------|
| 采煤工作面 | 1556 | 15.8 | 900 | 35.9 |
| 大直径钻孔及其他 | 240 | 2.4 | 420 | 31.5 |
| 合 计 | 9845 | 100 | 12780 | 69.6 |

从发生突出时的作业性质来看,有一半以上的突出发生在爆破工序,而且这种突出的强度也大,特别是石门揭煤震动爆破,更容易诱发大强度的煤与瓦斯突出。爆破后的延期突出也有发生,各种落煤工序,如风镐、手镐落煤和机组割煤时发生的突出占总次数的25%左右。此外,还发生过数例煤与瓦斯自行冲破岩柱的突出。

我国的突出现象主要是煤与瓦斯(甲烷)突出,但是,也有4处矿井曾发生过30多次煤、煤岩与二氧化碳的突出。我国不同地区的瓦斯突出具有不同的特点,华南地区突出矿井数多,约占突出矿井总数的60%以上,突出次数占全国突出总次数的60%以上,而且突出强度大,全国特大型突出的80%是发生在华南地区。我国煤与瓦斯突出的始突深度在不同地区差别也很大,华南地区东部一般为100m左右,最浅的是白沙矿务局里王庙矿,仅50m;华南地区西部一般为100~200m;华北地区一般为300m,东北地区则在150~400m之间,始突深度最大的是抚顺老虎台矿,达640m。

(一) 煤与瓦斯突出的分类

在地应力和瓦斯共同作用下,破碎的煤、岩和瓦斯由煤体或岩体内突然向采掘空间抛出的异常的动力现象称为煤与瓦斯突出。它包括煤与瓦斯突出(简称突出);煤体压出并伴随大量瓦斯涌出(简称压出);煤体倾出并伴有大量瓦斯涌出(简称倾出);岩石与瓦斯突出等。根据煤与瓦斯突出的动力现象的力学特征和强度,以及突出危险程度的不同,可分别进行分类。

1. 按动力现象的力学特征分类

根据动力现象的力学特征不同可分为突出、压出与倾出3类。

2. 按动力现象强度分类

强度是指每次动力现象抛出的煤(岩)的数量(以t或m³为单位)和瓦斯量(以m³为单位)。由于在动力现象发生过程中瓦斯量的计量工作尚存在一些技术问题,如自动记录仪表、统一计算标准等,现在分类主要依据抛出煤(岩)的质量,据此可分为:

(1) 小型突出:强度<50t/次(突出后,经过几十分钟瓦斯浓度可恢复正常)。

(2) 中型突出:强度50~99t/次(突出后,经过1个工作日以上瓦斯浓度可逐步恢复正常)。

(3) 次大型突出:强度100~499t/次(突出后,经过1天以上瓦斯浓度可逐步恢复正常)。

(4) 大型突出:强度500~999t/次(突出后,经过几天回风系统瓦斯浓度可逐步恢复正常)。

(5) 特大型突出:强度>1000t/次(突出后,经过长时间抽放瓦斯,回风系统瓦斯浓度才恢复正常)。

(二) 突出危险程度的划分

根据《防治煤与瓦斯突出细则》，对于突出危险程度的划分规定如下：

突出矿井与突出煤层：矿井在采掘过程中只要发生过一次煤与瓦斯突出，该矿井即定为突出矿井，发生突出的煤层即定为突出煤层。

突出危险区与突出威胁区：突出煤层经区域预测可划分为突出危险区和突出威胁区。

突出危险工作面与突出威胁工作面：在突出危险区内，工作面进行采掘作业前，应进行工作面预测。采掘工作面经预测后，可划分为突出危险工作面和突出威胁工作面。

在突出威胁区内，采掘工作面每推进 50 ~ 100m 应连续进行不少于两次的检验性工作面预测。其中任何一次预测有突出危险时，该工作面为突出危险工作面，该区域改划为突出危险区域；经连续两次检验性预测，都为突出威胁工作面时，该工作面仍为突出威胁工作面，该区域仍为突出威胁区域。

在突出危险区域中，突出危险工作面进行采掘作业前，必须采取防治突出措施。采取防治突出措施之后，必须对所采取的防治突出措施的效果进行检验，经检验证实措施有效的，方可采取安全防护措施进行作业。

在突出危险区域中，突出威胁工作面进行采掘作业时，每推进一个工作面预测循环，都必须进行工作面预测。根据预测结果，可分为突出危险工作面和突出威胁工作面。在突出威胁工作面进行采掘作业时可不采取防治突出措施，但必须采取安全防护措施。

二、煤与瓦斯突出机理

煤与瓦斯突出给煤矿安全生产，特别是井下人员的生命财产安全造成了极其严重的威胁。为了防止这类灾害事故的发生，保障煤矿井下安全生产，世界上各主要产煤国均投入了大量的人力、物力研究煤与瓦斯突出机理，以便为突出危险性预测和防治措施的制定与实施提供科学依据。但是，迄今为止，人们对于突出过程中煤岩体破坏与发展机制的认识还停留在定性与假说性阶段，对于突出过程中哪些因素起主要作用以及与其他因素间的作用机理还把握不准，故而只能对某些突出现象给予解释，还不能形成统一完整的理论体系。目前这些关于煤与瓦斯突出机理的假说，归纳起来主要有两类，即单因素作用假说和综合作用假说。

单因素作用假说主要有瓦斯主导作用假说、地压主导作用假说和化学本质作用假说，其主要特点是强调单因素起主导作用。

综合作用假说认为：煤与瓦斯突出是由地应力、包含在煤体中的瓦斯以及煤体自身物理力学性质三者综合作用的结果。持综合作用假说观点的学者都承认，煤与瓦斯突出是综合因素作用的结果，但对各种因素在突出中所起的作用却说法不一。例如，法国学者 J. 伯兰等认为瓦斯因素是主要的；而前苏联学者 B. B. 霍多特、日本学者矶部俊郎等则认为地应力是主要的，即地应力是发动突出、发展突出的主要因素，瓦斯是帮助突出发展的因素。

由于煤与瓦斯突出是极其复杂的动力现象，故而对突出机理的认识目前仍然处于定性综合作用假说阶段，即煤与瓦斯突出是地应力、瓦斯和煤的物理力学性质三者综合作用的结果，是聚集在围岩和煤体中大量潜能的高速释放，并认为高压瓦斯在突出的发展过程中起决定性的作用，地应力是激发突出的因素，而煤的物理力学性质则是阻碍突出的因素。

三、煤与瓦斯突出特征及一般规律

(一) 突出的特征

煤与瓦斯突出是在地应力和瓦斯的共同参与下发生的,其特征如下:

(1) 突出空洞的位置和形状是各式各样的,大部分空洞位于巷道上方及上隅角,但也有位于巷道下隅角的。突出空洞的形状为口小腹大的梨形或椭圆形,有时呈很复杂的奇异的外形。空洞中心线与水平面之夹角可以小于或大于自然安息角,但很少为水平方向的。

(2) 煤与瓦斯突出的一个重要特征是喷出的煤具有分选现象,即在靠近突出空洞和巷道下部为块煤,其次为碎煤,离突出空洞较远处和煤堆上部是粉煤,有时粉煤能被抛出很远。

(3) 煤的抛出距离取决于突出强度,可以由数米到百米,突出的煤可以堆满全断面,造成巷道堵塞。煤的堆积坡度通常小于自然安息角。

(4) 煤与瓦斯突出的煤量,可以由数吨到上千吨,按强度可把煤与瓦斯突出分成:小型煤与瓦斯突出、中型突出、次大型突出、大型突出、特大型突出。

(5) 煤与瓦斯突出时喷出的瓦斯量,取决于煤层瓦斯含量和突出的煤量等。特大型煤与瓦斯突出时,短时间能涌出数十万至数百万立方米的瓦斯,吨煤瓦斯涌出量高达 $100 \sim 800 \text{ m}^3$,超过煤层瓦斯含量 $5 \sim 30$ 倍。

瓦斯一般顺风流运行,而在特大型煤与瓦斯突出时,瓦斯和粉煤流呈暴风形式,瓦斯可逆风流运行并充满数千米长的巷道。例如,南桐矿务局直属一井 1406 采区大巷的特大型突出,涌出瓦斯 360 万 m^3 ,瓦斯逆风流经 1612 m 长的巷道冲至进风副井井口(进风量 $3600 \text{ m}^3/\text{min}$)。同时,沿回风道将地面抽风机两处防爆门冲开(抽风机仍运转),且使前来自闭防爆门的地面工人窒息。

(6) 煤与瓦斯突出的动力效应常表现为推翻矿车,搬动巨石,破坏木支架,造成冲击气浪以及声响等。

(二) 突出的一般规律

根据我国主要突出矿区如天府、南桐、里王庙、焦作、六枝等的统计资料表明,突出发生的一般规律有:

(1) 突出发生在一定的深度上。开始发生突出的最浅深度称为始突深度,一般它比瓦斯风化带的深度深一倍以上。随着深度的增加,突出的危险性增高,这表现在突出的次数增多、突出的强度增大、突出煤层数增加、突出危险区域扩大(从点突出发展到多点突出甚至再发展到几乎点点突出)。始突深度标志着突出需要起码的应力与瓦斯压力。

(2) 突出的次数和强度随着煤层厚度特别是软分层的厚度的增加而增多。突出最严重的煤层一般是最厚的主采煤层。因此突出对矿井的安全生产与经济效益有重要影响。

(3) 突出的气体种类主要是甲烷,个别矿井(吉林营城、甘肃窑街)突出二氧化碳,突出煤层的瓦斯含量、开采时的相对瓦斯涌出量都在 $10 \text{ m}^3/\text{t}$ 以上,即突出都发生在高瓦斯矿井内。同一煤层,其瓦斯压力越高,突出危险性越大。

(4) 突出煤层的特点是煤的力学强度低($f < 0.8$),而且变化大;透气性差(透气系数 $< 10 \text{ m}^2/(\text{MPa}^2 \cdot \text{d})$);瓦斯放散初速度高($\Delta P > 15f$);湿度小;层理紊乱;遭受过地质构造力严重破坏的“构造煤”。

(5) 突出危险区呈带状分布, 这是因为影响突出的主要因素受地质构造控制的缘故, 而地质构造具有带状分布的特征。

(6) 受煤自重影响, 由上前巷道方向的突出占大多数, 从下后方向巷道的突出为数极少。突出的次数有随着煤层倾向增大而增多的趋势。

(7) 采掘工作往往可激发突出, 特别是落煤与震动作业, 不仅可引起应力状态的变化, 而且可使动载荷作用在新暴露煤体上造成煤的突然破碎。

(8) 绝大多数突出都有预兆。

(9) 突出危险性随着有硬而厚的围岩(硅质灰岩、砂岩等)存在而增高。

(10) 从巷道类型与突出危险性的关系上看以石门为最危险。它的平均突出强度都在数百吨以上, 瓦斯喷出量超过数万立方米, 波及范围广, 易造成非常严重的重大事故。而且从石门工作面距煤层 2m 起至穿过煤层全厚而进入顶板或底板 2m 止, 整个揭穿过程都有危险, 也曾发生过, 仅 2m 厚煤层在石门揭穿过程中突出两次的实例。因此, 对此类工程必须慎之又慎, 把好关, 认真审批上报的专门设计。组织好施工, 严格管理, 对放炮撤人与断电范围都应留有余地, 掌握好地质情况、工程进度, 保证岩柱厚度的规定尺寸, 预选测定突出参数, 严防误穿突出煤层。

四、煤与瓦斯突出预兆

煤矿井下煤与瓦斯在突出前的征兆为突出预兆。由于受地质开采技术条件等因素的影响, 其突出预兆的表现也不完全相同, 有地压显现、瓦斯涌出、煤层结构等方面产生的一些异常现象。

《煤矿安全规程》第一百八十二条规定: 开采突出煤层时, 每个采掘工作面的专职瓦斯检查工必须随时检查瓦斯, 掌握突出预兆。当发现有突出预兆时, 瓦斯检查工有权停止工作面作业, 并协助班组长立即组织人员按避灾路线撤出、报告矿调度室。

绝大多数突出都有预兆。它是突出准备阶段的外部表现。分有声预兆和无声预兆两种。

1. 有声预兆

(1) 响煤炮。在煤层内发出像机关枪、炮击等声。由于条件不同, 声音大小、间隔时间也不相同。

(2) 突然压力增大。支柱来劲, 发出咔咔的响声, 或发出劈裂折断的响声, 手摸煤壁能感到冲击和震动; 有煤岩层的破裂声; 有时会听到气体穿过含水裂缝时的“吱吱”声等。

2. 无声预兆

(1) 压力增大。顶板来压, 片帮、掉渣、煤壁向外鼓, 煤岩自行剥落。

(2) 煤层发生变化。层理紊乱、变软, 暗淡无光, 煤层粉碎, 煤质干燥。

(3) 瓦斯及温度变化。瓦斯涌出异常, 忽大忽小, 煤尘增大, 气味异常, 发闷, 打钻时喷煤、喷瓦斯, 煤壁发冷, 气温下降等。

应当指出的是, 上述预兆, 并不是在每次突出之前都同时出现, 而是仅仅出现一种或几种。

五、煤与瓦斯突出的防治

《煤矿安全规程》规定, 开采突出煤层时, 必须采取突出危险性预测、防治突出措

施、防治突出措施的效果检验、安全防护措施等综合防治突出措施。即“四位一体”的防突措施。

(一) 煤与瓦斯突出危险性预测

突出预测应贯穿煤矿生产的全过程,我国《防治煤与瓦斯突出细则》要求,在地勘、新井建设、新水平和新采区开拓,以及在采掘过程中,都要进行突出预测工作。突出预测可分为区域突出危险性预测(简称区域预测)和工作面突出危险性预测(简称工作面预测)两类。

1. 区域突出危险性预测

区域突出危险性预测在地质勘探、新井建设、新水平和采区开拓时进行。在井田地质报告中,地质勘探单位必须了解井田的瓦斯地质条件,提供确定煤层突出危险性的基础资料。基础资料应包括煤层厚度及其稳定性、煤的结构破坏类型及工业分析、煤层围岩的性质及厚度、地质构造、煤层瓦斯含量、煤层瓦斯成分、煤的瓦斯放散初速度指标 ΔP 、煤的坚固性系数 f 值、水文地质情况和火成岩侵入形态及分布等。生产矿井的地测部门与通风部门应共同编制矿井地质图,图中应标明地质构造、采掘进度。煤层赋存条件、突出点的位置和强度,以及上述瓦斯基础参数等资料。这些是进行突出区域预测的基础。区域突出危险性预测有以下几种方法。

(1) 单项指标法。采用该法时,各种指标的突出危险临界值,应根据矿区实测资料确定,无实测数据时,可参考表4-2所列数据。表4-2中煤的破坏类型可参考表4-3所列特征进行确定。我国矿井煤层始突深度煤层的瓦斯压力一般大于0.74MPa,煤层瓦斯含量皆大于 $10\text{m}^3/\text{t}$ 可燃物,因此,上述两指标值可作为区域预测突出危险性的参考。小于上述指标值时,煤层无突出危险;等于或大于上述指标值时,有发生突出的可能。

表4-2 预测煤层突出危险性单项临界指标值

| 煤层突出危险性 | 煤的破坏类型 | 瓦斯放散初速度指标 Δp | 煤的坚固性系数 f | 煤层瓦斯压力 p/MPa |
|---------|--------|----------------------|-------------|-----------------------|
| 有突出危险 | Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ | ≥ 10 | ≤ 0.5 | ≥ 0.74 |

表4-3 煤的破坏类型特征

| 破坏类型 | 光泽 | 构造与结构特征 | 节理性质 | 节理面性质 | 断口性质 | 强度 |
|---------------|-------|---|------------------------|--------------------------|-------------|---------------|
| Ⅰ类 (非破坏煤) | 亮与半亮 | 层状构造、块状构造,条带清晰明显 | 一组或二、三组节理,节理系统发达,有次序 | 有充填物(方解石等),次生面少,节理、劈理面平整 | 参差阶状、贝状、波浪状 | 坚硬、用手难掰开 |
| Ⅱ类 (破坏煤) | 亮与半亮 | ①尚未失去层状,较有次序; ②条带明显,有时扭曲,有错动; ③不规则块状,多棱角; ④有挤压特征 | 次生节理面多且不规则,与原生节理构成网状节理 | 节理面有擦纹滑皮,节理平整易掰开 | 参差多角 | 用手极易剥成小块,中等硬度 |
| Ⅲ类 (强烈破坏煤) | 半亮与半暗 | ①弯曲呈透镜体构造; ②小片状构造; ③细小碎块,层理较紊乱,无次序 | 节理不清,系统不发达,次生节理密度大 | 有大量擦痕 | 参差及粒状 | 用手捻成粉末松软 |

续表

| 破坏类型 | 光泽 | 构造与结构特征 | 节理性质 | 节理面性质 | 断口性质 | 强度 |
|------|----|---------------------|--------------|-------|------|--------------|
| Ⅳ类 | 暗淡 | 粒状或由小颗粒胶结成天然煤团 | 成粉块状, 节理失去意义 | | 粒状 | 用手捻成粉末, 偶尔较硬 |
| Ⅴ类 | 暗淡 | ①土状结构, 似土质煤; ②如断层泥状 | | | 土状 | 易捻成粉末, 疏松 |

(2) 综合指标 D 与 K 法。抚顺分院、北票局与红卫矿提出用综合指标 D 和 K 来预测煤层的突出危险性。

综合指标用 D 取值时:

$$D = \left(0.0075 \frac{H}{f} - 3 \right) (p - 0.74) \quad (4-5)$$

式中 D ——综合指标之一;

H ——煤层开采深度, m;

p ——煤层瓦斯压力, MPa;

f ——煤层软分层的平均坚固性系数。

如打钻所取煤样的粒度达不到测试 f 值所要求的粒度标准 (10~15mm) 时, 可取粒度为 1~3mm 煤样进行 f 值测定, 所得结果按下式进行换算:

$$\text{当 } f_{1-3} \leq 0.25 \text{ 时, 取 } f = f_{1-3}$$

$$\text{当 } f_{1-3} > 0.25 \text{ 时, 取 } f = 1.57f_{1-3} - 0.14$$

式中 f_{1-3} ——用粒度为 1~3mm 煤样测出的煤坚固性系数值。

综合指标用 K 取值时:

$$K = \frac{\Delta p}{f} \quad (4-6)$$

式中 K ——综合指标之二;

Δp ——煤层软分层的瓦斯散放初速度指标。

综合指标 D 和 K 的区域突出危险临界值, 应根据本矿区实测数据确定, 无实测数时, 可参照表 4-4 中所列的临界值, 确定突出危险性。

表 4-4 用综合指标 D 和 K 预测煤层区域突出危险性的临界值

| 煤层突出危险性综合指标 D | 煤的突出危险性综合指标 K | | 区域突出危险性 |
|-----------------|-----------------|-----------|---------|
| | 无烟煤 | 其他煤种 | |
| < 0.25 | — | — | 突出威胁区域 |
| ≥ 0.25 | < 20 | < 15 | |
| ≥ 0.25 | ≥ 20 | ≥ 15 | 突出危险区域 |

注: (1) 如果 $D = (0.075H/f - 3)(p - 0.74)$ 式中两个括号内的计算值都为负时, 则不论 D 值大小, 都为突出威胁区域;

(2) 地质勘探和新井建设时期进行煤层突出危险倾向性预测时, 突出威胁视无突出危险煤层。

2. 工作面突出危险性预测

工作面突出危险性预测,按巷道类别的不同,又可分为石门、煤巷和采煤工作面突出危险性预测。由于是在采掘过程中进行,故预测方法应简单易行,所测指标应在井下快速测定。根据这个原则,目前采用的预测方法主要有钻屑指标法、钻孔瓦斯涌出初速度法和 R 值综合指标法。

1) 钻屑指标法

采用这一方法预测煤巷工作面突出危险性时,应在工作面打 2 个(倾斜和急倾斜层)或 3 个(缓倾斜煤层)直径为 42mm、深为 6m 以上的钻孔。钻孔每打 1m 测定钻屑量 1 次每隔 2m 取 1 次煤钻屑,测定瓦斯解吸指标 Δh_2 、 C 或 K_1 值,然后根据测出的指标预测突出危险性。

(1) 钻屑单项指标法。采用钻屑单项指标法进行工作面突出危险性预测时,作为钻屑单项指标,按《防突细则》有以下几种: S_{\max} 、 Δh_2 、 C 和 K_1 值。各指标的突出危险临界值可参考表 4-5 中数据确定工作面的突出危险性。近年来,在我国一些有突出危险的矿区开展了钻屑指标法预测掘进工作面的突出危险性。

表 4-5 用钻屑指标法预测煤巷掘进工作面突出危险性的临界值

| Δh_2 | 最大钻屑量 | | K_1 | 危险性 |
|--------------|----------|------------|----------------------------|----------|
| Pa | kg/m | L/m | mL/(g·min ^{1/2}) | |
| ≥ 200 | ≥ 6 | ≥ 5.4 | ≥ 0.56 | 突出危险工作面 |
| < 200 | < 6 | < 5.4 | < 0.5 | 无突出危险工作面 |

(2) 钻屑综合指标法。为了提高突出预测准确度,有时采用综合钻屑量和钻屑瓦斯解吸的指标来预测工作面的突出危险性。抚顺分院与北票局协作,通过对 1800m 煤巷 325 次工作面突出危险性预测考察,得出综合指标:

$$F = (\Delta h_{2m} - 150) (S_m - 4) \quad (4-7)$$

式中 F ——钻屑综合指标;

Δh_{2m} ——在每次预测中,实测最大的 Δh_2 值, Pa;

S_m ——在每次预测中,实测最大的钻屑量, L/m。

当 $F \geq 17$ 时,工作面有突出危险;当 $F < 17$ 时,或两括号中的计算值皆为负时,无论 F 值大小,工作面皆无突出危险,为突出威胁工作面。

2) 钻孔瓦斯涌出初速度

钻孔瓦斯涌出初速度是用每米钻孔每分钟的瓦斯涌出量计算。利用该法进行煤巷掘进工作面突出危险性预测时,应在距巷道两帮 0.5m 处,各打一个平行于巷道掘进方向,直径 $\phi 42$ mm,深为 3.5m 的钻孔。用胶囊封孔器进行封孔,进行测定,测定工作应在打完钻孔后 2min 内完成。判断有突出危险的钻孔瓦斯涌出初速度的临界值 q_m ,应根据矿井实测资料分析确定,如果无实测资料时,可参考表 4-6 中的临界值。

表 4-6 钻孔瓦斯涌出初速度的突出危险临界值

| 煤的挥发分 $V_f/\%$ | 5~15 | 15~20 | 23~30 | >30 |
|----------------|------|-------|-------|-----|
| L/min | 5.0 | 4.5 | 4.0 | 3.5 |

钻孔瓦斯涌出初速度预测法在顿巴斯矿区得到了普遍应用。在我国一些矿井,用钻孔瓦斯涌出初速度法预测突出时,钻孔深度增至 5~10m,封孔后测量室长度增至 1m。

3) R 值综合指标法

采用这一方法预测工作面突出危险性时,要求在工作面打 2 个直径为 42mm、深 5.5~6.5m 的钻孔。一个孔位于工作面中部,孔平行于掘进方向,另一钻孔的终孔点应位于巷道轮廓线外 1.5m 处。

钻孔每打 1m,测定钻屑和钻孔瓦斯涌出初速度。测定钻孔瓦斯涌出初速度时,测量室长度应为 1m。每米钻孔的打钻时间应保持约 2min。根据沿孔深测出的最大钻屑量和最大钻孔瓦斯涌出初速度,按下式确定突出危险性:

$$R = (S_{\max} - a)(q_{\max} - b) \quad (4-8)$$

式中 R ——考虑钻屑量和钻孔瓦斯涌出初速度的综合的指标;

S_{\max} ——每个钻孔沿孔长测出的最大钻屑量, L/m ;

q_{\max} ——每个钻孔沿孔长测出的最大瓦斯涌出初速度, $L/(\text{min} \cdot \text{m})$;

a 、 b ——经验常数,原苏联沃尔库塔煤田, $a=1.8$, $b=5$,当 $R \geq 21$ 时,有突出危险;原苏联东部及其他煤田, $a=1.8$, $b=4$,当 $R \geq 6$ 时,有突出危险。

焦作矿务局通过井下实测得出 $a=4$, $b=4$,代入式 (4-8) 式 (4-9) 得:

$$R = (S_{\max} - 4)(q_{\max} - 4)$$

式中 q_{\max} 的单位为 kg/m ,试验得出,当 $R \geq 3$ 时,有突出危险;当 $R < 3$ 时,有突出威胁。

原煤炭工业部制定的《防突细则》中,提出的 R 值临界指标为 6,可供参考。

(二) 煤与瓦斯突出的防治

煤(岩)与瓦斯突出的防治措施:①按作用范围来划分,有区域性措施和采掘工作面防突措施;②按作用的效果来划分,有防止突出发生的措施和突出时保证人员安全的措施;③按作用的技术性质来划分,有技术措施和组织管理措施。

目前采用的区域性防突措施主要有开采保护层和预抽煤层瓦斯两种。

1. 开采保护层并抽放被保护层瓦斯

开采保护层是防治突出最有效、最经济的区域性防突措施,也是一种主要的防突技术措施,因此,在《防突细则》中规定,在突出矿井中开采煤层群时,必须首先开采保护层。开采保护层后,在被保护层中,受到保护的地区按非突出煤层进行采掘工作;在未受到保护的地区,必须采取防突措施。

世界上各发生突出的国家,只要煤层有保护层,都采用了这项措施。我国从 1958 年起成功地使用了这项技术,目前开采保护层的矿井约占突出矿井总数的 26%。

1) 保护层的保护作用

突出矿井在开采煤层群条件下,必须首先开采没有突出危险或突出危险较小的煤层作

为保护层；由于保护层的采动影响，可使邻近的突出危险煤层丧失突出危险。位于突出煤层上方的保护层称为上保护层，位于下方的称为下保护层。

保护层先采以后，在其上、下的煤层会发生卸压（地应力减小）、变形、位移，导致煤体透气性增大，瓦斯得到抽放，瓦斯压力与瓦斯含量下降、煤体变硬等。从而使保护范围内的煤层的突出危险性丧失，而且使其采掘时的瓦斯涌出量大大降低，并可显著提高效益。

2) 保护范围的划定

保护范围是指保护层开采后，在空间上使突出危险煤层完全消除突出危险的有效范围。该值应根据矿井实际考察结果确定。

走向方向的保护范围，对于移动的煤壁，即保护层正在推进的回采面，必须超前于被保护层的掘进工作面，且其超前距离不得小于保护层与被保护层之间垂距的两倍，并不小于30m。对于静止不动的煤柱壁（包括始采线与停采线），应根据实际考察结果确定保护范围，如无考察数据时，可按以下角度划定保护范围：在保护层的顶板方向为60°；在底板方向按45°划定。

为了提高保护层的保护效果，可靠程度和保证保护层的顺利开采，抽放卸压瓦斯是必要的。通过抽放卸压瓦斯，不仅可减少保护层开采过程中的瓦斯涌出量，而且可以扩大保护层的层间保护范围。

3) 选择保护层的原则

(1) 首先选择无突出危险的煤层作为保护层。当煤层群中有几个煤层都可作保护层时，应根据安全、技术、经济的合理性进行综合比较分析，择优确定。

(2) 当所有煤层都有突出危险时，应选择突出危险性较小的煤层作为保护层，但在此保护层内掘进时应做好突出预测预报工作，以便有的放矢地采取防突措施，加快保护层采掘速度。

(3) 应优先选择上保护层，在特殊条件下也可选下保护层。为防止开采下保护层时不致破坏保护层，最小层间距应根据矿井开采经验确定。如果无实测资料时，可由下式确定：

$$\text{当倾角} \leq 60^\circ \text{时,} \quad H_{\min} = KM \cos \alpha \quad (4-9)$$

$$\text{当倾角} > 60^\circ \text{时,} \quad H_{\min} = KM \sin \alpha \quad (4-10)$$

式中 H_{\min} ——允许采用的最小层间距，m；

M ——保护层的开采厚度，m；

K ——与顶板管理方法有关的系数，冒落法管理顶板时， $K=10$ ，充填法时 $K=6$ 。

4) 开采保护层时应注意的问题

(1) 不得在采空区留煤柱；特殊情况下非留煤柱不可时，应经矿务局总工程师批准，并将煤（岩）柱的位置和尺寸准确地标在采掘工程图上。被保护层的瓦斯地质图上，也应标出煤（岩）柱的影响范围，在这个范围内进行采掘工作时，必须采取防突措施。

(2) 开采厚度等于或小于0.5m的保护层时，必须检验保护层的实际效果，如果保护层的实际保护效果不好，在开采被保护层时，还必须采取防治突出的补充措施。

(3) 在有抽放瓦斯系统的矿井开采保护层时，应同时抽放被保护层瓦斯。开采近距离保护层时，必须采取措施严防被保护层初期卸压的瓦斯突然涌入保护层采掘工作面或误穿突出煤层。

2. 预抽煤层瓦斯

无保护层可采和单一的突出危险煤层,经过试验预抽瓦斯有效时,可采用预抽煤层瓦斯作为防突措施。我国目前采用这种措施的矿井占突出矿井总数的21%以上。该措施的实质是,通过向突出煤层内打大量密集钻孔,造成局部卸压,同时抽放瓦斯、释放瓦斯潜能;再经过较长时间(几个月到数十个月)的预抽煤层瓦斯,进一步降低煤层中的瓦斯压力与瓦斯含量,并由此引起煤层的收缩变形,地应力下降。煤层透气性增高等变化,从而达到削弱直至消除突出危险的目的。

预抽煤层瓦斯防突的注意事项:

- (1) 在未保护的煤层内掘进钻场和为了打钻需要掘进巷道时,都必须采取防突措施。
- (2) 在达不到考察指标的区域进行采掘作业时,必须采取补充的防突措施。在达到考察指标的区域,采掘时应对措施的效果进行复查。
- (3) 钻孔封闭质量很重要,应保证实现对于封孔质量和钻孔口抽放负压的要求。

3. 采掘工作面的防突措施

从目前的统计数据来看,煤与瓦斯突出主要发生在采掘工作面,尤其是在煤层内的采掘工作面;其突出次数所占比例在80%以上,因此,如何有效地防止采掘工作面的瓦斯突出是国内外有关学者一直研究的内容;目前采用的防突措施主要有:平巷掘进防突措施、上山掘进防突措施和回采工作面防突措施。

1) 平巷掘进防突措施

在突出危险煤层中,平巷掘进可采用大直径钻孔(超前钻孔)、松动爆破、前探支架、水力冲孔或其他经试验证实有效的防突措施。下面介绍超前钻孔和松动爆破两种措施。

(1) 超前钻孔(包括大直径钻孔)

超前抽放钻孔是指在工作面前方一定距离的煤体内,始终保存有足够数量的钻孔,由于钻孔的卸压与排放瓦斯的作用,人为地造成并保持在工作面前方有一个较长的卸压带,以防止突出的发生。

我国目前约有40%的突出矿井使用这种局部防突措施,它不仅用于掘进工作面而且也用于回采工作面。

超前钻孔的最小超前距离不应小于5m。它是考虑到突出孔的发生深度由经验确定的。乌克兰顿巴斯煤田突出空洞的统计资料表明,有78%的突出空洞沿走向的深度不足4m,13%的突出空洞沿走向深度4~6m,只有9%的突出空洞超过6m。因此,超前钻孔的最小超前深度采用5m。

超前钻孔的数目决定于规定的防护范围与钻孔的有效抽放半径。防护范围不得小于巷道断面轮廓线外2m。

超前钻孔有效抽放半径可按下述步骤确定:

- ①沿工作面软分层打3~5个相互平行的测流量钻孔,其孔径为42mm,孔长5~7m,孔间距0.3~0.5m。
- ②对各测流量钻孔进行封孔,封孔长度不得小于2m,瓦斯测量室长度为1m,测流量金属导管的直径为6~8mm。
- ③钻孔密封后,立即测量钻孔的瓦斯流量,并每隔10min,测定1次,每一测量孔测定次数不得小于5次。

④在距最近的测量孔边缘 0.5m 处, 打一个平行于测量孔的超前钻孔 (孔径等于待考察的超前钻孔有效半径的钻孔直径), 在打超前钻孔过程中、记录其孔长, 时间和各测流量的瓦斯流量。

⑤超前钻孔打完后, 每隔 10min 测定各测量孔的瓦斯流量。

⑥打完超前钻孔后的 2h 内, 测定并绘出各测量孔的瓦斯流量变化曲线。

⑦如果连续三次测定测量孔的瓦斯流量都比打超前钻孔前增大 10%, 即表明该测量孔处于超前钻孔的有效半径之内, 取符合本条文测量孔距超前钻孔的最远距离为超前钻孔的有效半径。

采用超前钻孔时, 应注意如下几个问题:

①超前钻孔适用于煤层透气性较好, 煤质稍硬的突出煤层。钻孔应布置在煤质松软的分层中。孔间距不应超过有效半径的 2 倍。

②钻孔直径一般应为 75~300mm, 在地质变化剧烈地带打钻困难时可采用孔径 42mm 的密集钻孔。

③为防止垮孔卡钻, 可采用空心钻杆, 从中供风排除钻屑并用捕尘器除尘, 以提高孔壁的稳定性的。

④为了打钻的安全, 开钻前工作面两帮与迎面向板背严, 加固支架。有条件时采用远距离操纵钻机和自动接换钻杆的钻机。

(2) 深孔松动爆破

深孔松动爆破是在工作面前方存在有 5m 卸压煤体防护下在前方 5.5m 以外引爆几个深炮眼形成煤体松动的爆破。炮眼周围煤体的破裂与松动形成卸压圈, 其透气系数倍增, 瓦斯得以抽放、瓦斯压力下降、瓦斯含量减小、煤的坚固性提高, 结果使原集中应力带与高压瓦斯带移向深部, 为工作面的掘进创造了较长的安全区与防护区。

2) 上山掘进防护措施

在突出危险煤层中掘进上山, 应采取大直径钻孔、抽放钻孔、松动爆破、掩护挡板或其他保证作业安全的防护措施。在有突出危险的急倾斜煤层中掘进上山, 除采用上述防护措施外, 还必须采取双上山掘进方式, 两个上山之间的联络横贯间距不得大于 10m, 上山和横贯只准一个工作面作业。急倾斜煤层掘进上山采用大直径 (直径 $\geq 300\text{mm}$) 时, 应一次打透上部平巷。当煤质较软 ($f < 0.3$) 或受设备条件的限制可打直径 75~90mm 的抽放钻孔。突出危险煤层上山掘进工作面同上部平巷贯通前, 上部平巷必须超过贯通位置 5m 以上。

突出危险煤层上山掘进采用爆破作业时, 应缩短炮眼深度并采用全断面一次爆破。爆破地点必须设在距回风眼 50m 以外的新鲜风流中。若顶板松软, 不能采取爆破作业时, 只准手镐作业, 并采取“作半面背半面”或掩护挡板的措施。

3) 回采工作面防治突出措施

开采有突出危险的急倾斜煤层时, 可利用上分层或上阶段开采后造成的卸压作用, 保护下分层或下阶段。根据马田煤矿考察结果, 在急倾斜薄及中厚煤层条件下, 煤层平巷 (顺槽) 对其下方本层内煤体的保护深度可达 7m; 全部陷落顶板管理法的走向条带采煤法对其下方本层煤体的保护深度可达 14m (保护指标是瓦斯压力降低 50% 且在 0.5MPa 以下; 吨煤抽放瓦斯量超过煤层瓦斯含量 26% 以上)。

在有突出危险的回采工作面,可采用松动爆破、大直径钻孔、预抽瓦斯、注水湿润煤体等防突措施,并尽可能地采用刨煤机或短截深采煤机采煤。

松动爆破措施适用于煤质较硬的煤层,孔间距 $2\sim 3\text{m}$,孔深不小于 2m 。装药量不得大于 0.5kg ,超前安全距离不得小于 1m 。措施实施后必须进行措施效果检验,证实有效后,方可回采。

浅孔注水湿润煤体措施可用于煤质较硬的煤层,注水孔间距 $2\sim 3\text{m}$,孔深 $2.5\sim 3.0\text{m}$ 。注水压力不得低于 5MPa 。最小超前距不得小于 1.0m ,注水后必须经过措施效果检验,证实有效后,方可进行回采。

注意搞好顶板管理,当悬顶过长不垮时应强迫放顶,在地质构造复杂和老顶来压地段应加强顶板监护和有效控制。

(三) 防突措施效果检验

防突措施效果检验的目的在于提高措施防突效果。防突措施执行后,如检验防突无效,则必须采用附加防突措施;如措施有效,则可在执行安全防护措施的情况下,继续进行采掘作业。

防突措施效果检验的实质是在防突措施执行后,对工作面煤体再一次进行突出危险性预测,看预测突出的指标是否降到突出危险的临界值以下。因此,防突措施效果检验方法与突出预测方法基本是相同的。效果检验钻孔应打在措施之间,至少应打2个。

北票台吉矿执行超前钻孔措施后,对措施防突效果进行检验的超前钻孔孔径为 75mm ,实测钻孔有效影响半径为 0.6m 。超前钻孔措施执行后在措施孔之间打了2个检测孔。在打超前钻孔前预测时,两次预测孔测出的综合指标 F 值分别为44和416,皆大于突出临界值17,表明有突出危险,采取了打超前钻孔措施。措施执行后检验孔测定 F 值小于17或按上述公式计算 F 值时两括号中的计算值皆为负值,表明措施有效。随后工作面用远距离放炮正常掘进,未发生突出,实践也证明该措施是有效的。

(四) 安全防护措施

井巷揭穿突出煤层和在突出煤层中进行采掘作业时,必须采取震动性爆破、远距离爆破、避难硐室、反向风门、压风自救系统等安全防护措施。

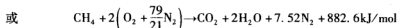
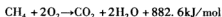
第四节 矿井瓦斯爆炸及其防治

矿井瓦斯爆炸是煤矿井下一种极其严重的灾害,一旦发生,则不仅会造成大量人员伤亡,而且还会严重摧毁矿井设施,造成生产中断;甚至还会引起煤尘爆炸,矿井火灾等二次事故,从而加重灾害,造成巨大的损失,如2004年10月20日发生在郑州煤业集团大平煤矿的特别重大瓦斯爆炸事故,死亡148人;2004年11月28日发生在陕西铜川陈家山煤矿的特别重大瓦斯爆炸事故,死亡166人;2005年2月14日孙家湾煤矿海州立井发生特别重大瓦斯爆炸事故,死亡214人,受伤30人,其中重伤8人。因此,如何有效地防治煤矿瓦斯爆炸事故的发生对煤矿安全生产具有十分重要的意义。

一、矿井瓦斯爆炸及其危害

矿井瓦斯爆炸就其本质而言,是一定浓度的甲烷和空气中的氧气相互作用,在一定温

度的作用下产生的剧烈氧化反应。其化学反应式可简单地表示为：



瓦斯爆炸是一个复杂的化学反应过程，上式只是反应的最终结果。目前认为，矿井瓦斯爆炸是一种链式反应；当爆炸混合物吸收一定的能量后，反应物分子的链即行断裂，离解成两个或两个以上的游离基（或叫自由基）。这种游离基具有很强的化学活性，成为反应连续进行的活化中心；在适当的条件下，每个游离基又可进一步分解，产生两个或两个以上的游离基，如此循环，化学反应也越来越快，最后发展为燃烧或爆炸式的氧化反应；其最终产物是 CO_2 和 H_2O ，如果氧气不足，反应不完全，也可能产生 CO 。

由上式可知，混合气体中的氧和甲烷都全部燃尽时，1 体积的甲烷要同 2 体积的氧气化合，即要同 $2 \times (1 + 79/21) = 9.52$ 体积的空气中的氧化合，这时甲烷在混合气体中的浓度为 $\frac{1}{1+9.52} \times 100\% = 9.5\%$ ，这个浓度即是理论上爆炸最猛烈的甲烷浓度。

（一）瓦斯爆炸的条件及其影响因素

瓦斯爆炸必须具有 3 个条件：即甲烷的浓度处于爆炸范围，氧浓度超过失爆氧浓度，引火源的能量大于最小点燃能量，温度高于最低点燃温度和点燃时间长于感应期。因此，只要能控制或消除其中一个因素，就可以防止瓦斯爆炸。

1. 甲烷的浓度

根据链式反应理论，一定浓度的甲烷吸收足够的热能后，就将分解出大量的活化中心，完成整个氧化反应过程，并放出一定的热量。如果生成的热量超过周围介质的吸热和散热能力，且混合物中又有足够的甲烷和氧气的存在，则在此条件下就会生成更多的活化中心，使氧化过程迅猛发展成为爆炸。因此，瓦斯爆炸具有一定的浓度范围，这个浓度范围称为瓦斯爆炸界限（以甲烷浓度表示），其最低浓度界限称为爆炸下限，最高浓度界限称为爆炸上限，在新鲜空气中，甲烷爆炸界限一般为 $5\% \sim 16\%$ ，其中 5% 为爆炸下限， 16% 则为爆炸上限。

甲烷的爆炸界限并不是固定不变的，它会受到下列因素的影响：

（1）可燃性气体的混入。当甲烷和空气混合气体中混入其他可燃气体时，不仅增加了爆炸性气体的总浓度，而且会使甲烷爆炸界限发生变化。

（2）煤尘的混入。煤尘具有爆炸性， $300 \sim 400^\circ\text{C}$ 时就能从煤尘内挥发出可燃性气体，从而使甲烷的爆炸下限降低，爆炸的危险性增加。

（3）惰性气体。惰性气体的混入，使氧浓度降低，并阻碍活化中心的形成，可以降低甲烷爆炸的危险性。例如，加入 N_2 或 CO_2 可使甲烷爆炸下限提高，上限降低。加入 22.5% 的 CO_2 或 36% 的 N_2 ，可以使任何浓度的甲烷失去爆炸性。

（4）混合气体的初温（爆炸前混合气体的温度）。根据实验室实验，初温越高，爆炸界限就越扩大。当初温 20°C 时，爆炸界限为 $6.0\% \sim 13.4\%$ ， 100°C 时为 $5.4\% \sim 13.5\%$ ， 700°C 时为 $3.25\% \sim 18.75\%$ 。所以，井下发生火灾或爆炸时，高温会使原来未达到爆炸浓度的甲烷发生爆炸。

2. 混合气体中的氧浓度

甲烷爆炸界限是随着混合气体中氧浓度的降低而缩小。当氧浓度降低时，甲烷爆炸下

限慢慢地增高,爆炸上限则迅速下降。当氧浓度降低到 12% 时,甲烷混合气体失去爆炸性,遇火也不爆炸,该点的氧浓度称为失爆氧浓度。因此,为了防止火区内甲烷爆炸,控制火区内的氧含量具有重要作用。

3. 引火源

甲烷爆炸的第三个条件是引火源的存在,点燃甲烷所需的最低温度称为最低点燃温度,一般甲烷最低点燃温度为 650 ~ 750℃,不同浓度的甲烷,其点燃温度也不相同,目前认为,甲烷最容易点燃的浓度为 7% ~ 8%。

甲烷遇高温火源时,并不是立即发生燃烧或爆炸,而是需经过一段时间后才可点燃;通常把这种引火延迟时间称为感应期,这是因为甲烷的热容量较大,需要吸收一定热量后,才能开始分解与燃烧,而感应期的长短,在压力一定时,主要取决于甲烷的浓度与火源的温度,甲烷浓度和引火源温度的感应期。在爆炸界限内,甲烷浓度越高,感应期越长;火焰温度越高,感应期越短。甲烷引燃的这种感应期,对爆破工作具有实际意义。矿用安全炸药正是利用了这一特点,使之爆炸时所产生的火焰存在时间小于感应期,从而达到了安全爆破的目的。

此外,点燃甲烷爆炸的引火源还需要有一定的点燃能量。在标准条件下,甲烷的最小点燃能量为 0.28MJ,只有大于最小点燃能量的火源才能引起甲烷的燃烧或爆炸。最低点燃温度和最小点燃能量对防爆电器设备,本质安全型防爆电器设备的设计和造型具有重要作用。

(二) 瓦斯爆炸的危害

甲烷爆炸的危害主要表现在两个方面:其一是产生高温高压火源、冲击波,造成人员伤亡,破坏矿井设施及设备;其二是产生有毒有害气体,这往往是造成人员伤亡的主要原因。

1. 冲击波产生及危害

在密闭的空间里,甲烷爆炸时温度可达 2150 ~ 2650℃。在自由扩散的条件下,甲烷爆炸时温度约为 1850℃。井下巷道甲烷爆炸时温度高于 1850℃。这样高的温度,当然会产生很高的压力。在容积固定的条件下,气体的压力与温度的关系可用下式表示:

$$\frac{p_1}{p_2} = \frac{273 + t_1}{273 + t_2} \quad (4-11)$$

式中 p_1 、 p_2 ——反应前与反应后气体的压力,MPa;

t_1 、 t_2 ——反应前与反应后气体的温度,℃。

根据上式,如将爆炸前的 $p_1 = 101.03\text{kPa}$, $t_1 = 15^\circ\text{C}$; 密闭空间爆炸后的 $t_2 = 2650^\circ\text{C}$ 、自由空间 $t_2 = 1850^\circ\text{C}$ 代入上式,即可算出:如在密闭空间爆炸时,爆炸后的压力 $p_2 = 1033.26\text{kPa}$;如在自由空间爆炸时,爆炸后的压力 $p_2 = 750\text{kPa}$;其平均值约为 911.7kPa。这就是说甲烷爆炸后的压力约为爆炸前的 9 倍。如果产生二次爆炸,由于初始压力有时会高出正常大气压,爆炸将会更猛,会出现更高的压力。

爆炸后,气体以极高的速度从爆源沿巷道向外冲击,称为直接冲击,加之爆炸生成的一部分水蒸气随着温度的降低而凝结,在爆源附近造成了空气稀薄的低压区,致使被挤压的气体又发生高速度返回爆源,称为反向冲击。反向冲击虽然较直接冲击弱,但因沿已遭破坏的区域反冲,故破坏性往往显出更大,而且容易产生原地连续性爆炸。

当爆炸产生的高温、高压气流以高速度向外冲击时,若沿途遇有积存的甲烷或扬起的煤尘,就可能导致二次爆炸,称为传播过程中的连续爆炸;而可燃物质遇到爆炸产生的高温火源时,就会诱发外因火灾;此外,瓦斯爆炸所产生的高压冲击波不仅会破坏井下各种设施设备(如通风构筑物,轨道,机械设备、管线架)还可能摧毁巷道支架,造成巷道塌冒事故。这种状况,给处理瓦斯爆炸事故和恢复生产造成了极大的困难,甚至会使个别矿井难以恢复生产,导致矿井报废,如日本的夕张新矿。有时甲烷爆炸后,因火源仍存在,当甲烷重新积聚,浓度达到爆炸界限时,又会引起爆炸,如此循环出现,称为原地间歇性连续爆炸,例如1995年6月,淮南矿务局谢一矿发生的瓦斯爆炸,连续发生爆炸上千次。

2. 爆炸产物的特点及危害

瓦斯爆炸时矿井大气成分会发生下列变化:氧浓度下降;产生有毒有害气体;形成爆炸性气体。在数量上的变化与参加爆炸的可燃组分及其浓度有关,例如甲烷是一种物理性质和化学性质固定的气体,它的每一浓度对应着一定的气体产物。瓦斯与煤尘爆炸的最终产物的组成见表4-7。从中可见,当甲烷浓度越靠近爆炸上限时,爆炸后的残余氧浓度就越低,当甲烷浓度接近爆炸浓度上限和煤尘为最佳爆炸浓度时,氧的浓度可能降到零。释放出的有毒有害气体的量与可燃组分的完全燃烧程度有关。在完全燃烧的情况下,生成的 CO_2 和 H_2O 最多,这正对应于最佳甲烷浓度,而其他浓度时这些气体生成量明显减少。另外值得注意的是,当在其爆炸上限时爆炸,其产物中的 CO 、 H_2 还在爆炸范围内,这时由于没有氧气的存在,不能发生再次爆炸,一旦氧气浓度达到爆炸要求就有爆炸的危险。高浓度 CO_2 ($>5\%$)的作用犹如有毒气体,它溶于血液内能造成死亡性中毒。高浓度热水蒸气可能造成内脏器官的烫伤。 CO 是不完全燃烧的产物,因此,在甲烷爆炸上限浓度时以及有煤尘参与爆炸时,能释放出大量的剧毒物 CO ,当浓度达到0.5%时,仅几分钟人员就有死亡危险。释放出来的可燃性气体(CO 、 H_2 、 CH_4 及其同系物)可以达到爆炸界限,可能发生二次爆炸。据实验资料,甲烷等碳氢化合物与空气混合的爆炸效应,1kg碳氢化合物相当于4kg的TNT炸药。

表4-7 瓦斯、煤尘爆炸最终产物组成表

| 矿井大气成分变化 | 甲烷在爆炸下限浓度时爆炸 | 甲烷在最佳爆炸浓度时爆炸 | 甲烷在爆炸上限时爆炸 | 煤尘在爆炸下限浓度时爆炸 | 煤尘在最佳爆炸浓度时爆炸 | 煤尘在爆炸上限时爆炸 | 甲烷和煤尘共同参加爆炸后 |
|------------------|--------------|--------------|------------|--------------|--------------|------------|--------------|
| 残余的氧浓度/% | 16~18 | 6 | 2 | 5~16 | 2~5 | 3~8 | 0 |
| $\text{CO}/\%$ | | 微量 | 12 | 1~2 | 4~8 | 2~7 | <16 |
| $\text{CO}_2/\%$ | 微量 | 9 | 微量 | 5~10 | 6~9 | 4~8 | <12 |
| 水蒸气/% | <10 | <16 | <4 | 8~16 | 12~20 | 6~10 | <24 |
| $\text{H}_2/\%$ | | 微量 | 12 | 0~1 | 1~5 | 0~5 | <16 |
| 甲烷及其同系物 | | | | 0~2 | 2~5 | 0~3 | <5 |

注: CO 的爆炸下限为12%, H_2 的爆炸下限为4%。

二、瓦斯爆炸的原因分析

矿井瓦斯爆炸大部分发生在煤层的采掘工作面附近,其中又以掘进工作面居多。究其原因,掘进工作面易发生瓦斯爆炸的原因主要有两个方面:一方面掘进巷道多数位于煤层的新开拓区,由于它是首先揭露煤层,一般说单位面积甲烷涌出量比采煤面多,而且又未构成通风系统,仅靠局部通风机供风,往往因局部通风机停运或能力不足,使甲烷积聚达到爆炸浓度;另一方面煤巷掘进多使用电气设备并经常放炮,如果电气设备防爆性能不良或不按规定放炮,就容易发生电火花或爆炸火焰,点燃甲烷,引起爆炸。

回采工作面易发生甲烷爆炸的地点往往是工作面的上隅角,如图4-3所示在U形通风的工作面,由于采空区漏风且工作面风流无法冲淡的原因,工作面上隅角易积聚甲烷,使之达到爆炸界限;另外,回风巷往往设有回柱绞车等电气设备,且开采靠近回风巷煤层时,由于受煤层采动后集中应力的影响,使煤体变得疏松,放炮时易出现虚炮,因此,产生火源的机会较多。

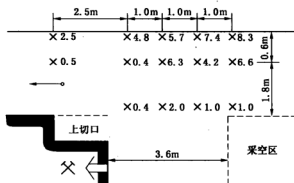


图4-3 回采工作面上隅角的瓦斯积聚

×—甲烷浓度测点, 数字表示甲烷浓度(%)

引燃火源的原因主要是机电设备的防爆性能不良,其次为放炮或截齿摩擦产生的火花、明火或吸烟、火灾等。应当指出,随着我国采煤机械化程度的迅速发展,采煤机截齿与顶板岩石摩擦发生火花的机会将会增多,应引起重视。

三、瓦斯爆炸的隔抑爆技术

煤矿中发生的许多爆炸事故往往是采掘工作面引发的,如何有效控制采掘工作面发生的瓦斯爆炸波及范围,抑制爆破火烟的传播,是防止恶性事故发生的关键。我国矿山采用的隔抑爆装置有YBW-1型电源触发式抑爆装置、KYG型快速移动式隔爆棚、ZYB-S型自动产气式抑爆装置3种。

(一) YBW-1型无电源触发式抑爆装置

目前最常用的抑爆装置是YBW-1型无电源触发式抑爆装置。由触发传感器、信息传输部件、喷洒器三部分组成。抑爆原理如图4-4所示。将传感器装在潜在爆源处,当

发生瓦斯、煤尘点燃时，传感器将瓦斯、煤尘燃烧爆炸的火焰变成电信号，触发信号传输部件，由信息传输部件触发喷洒器，喷洒器喷出内储水，迅速形成能抑制爆炸的水雾带，与火焰面充分接触，吸收火焰能量，扑灭火焰，从而终止火焰在瓦斯、煤尘中的继续传播。

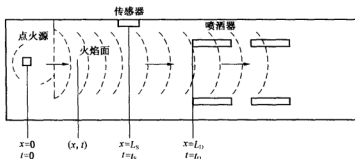


图 4-4 抑爆装置抑爆原理图

图中， $t=0$ ， $x=0$ 的位置和时间是点火的初始时间， L_s 为传感器安装位置与点火源之间的距离， L_0 为喷洒器安装位置与点火源之间的距离， t_s 为燃烧火焰到达传感器的时间， t_0 为燃烧火焰到达喷洒器的时间。

抑爆装置要有效抑爆，必须在准确的时间、准确的地点迅速喷洒出抑爆剂，并形成封闭断面的抑爆剂雾体带。

YBW-1 型无电源触发式抑爆装置，主要由 HWD-1 型火焰传感器、CQB 传爆器、ST 四通连接器、WDY 型喷洒器、JC-1 型检测器等组成。在井下安装时，还要配备相应的吊挂移动装置。

YBW-1 型无电源触发式抑爆装置具有以下一些特点：

(1) 研制的火焰传感器采用光电转换器件，能为喷洒器的触发提供电能，抑爆装置无须电源，大大提高了抗干扰能力；传感器能在 1ms 内响应爆炸火焰，10ms 内启动传爆器。

(2) 研制的信息传输部件速度快，时间 $< 1\text{ms}$ ，安全可靠，其中传爆器启动电流 0.6A，比国外同类传爆器触发电流小；导爆管具有良好的抗拉性、耐水性和安全性。

(3) 研制的喷洒器采用有适度孔隙率的阻燃泡沫作为内胆，外膜采用强度和脆性合适的 PVC 薄膜，其中央放置安全导爆索；该喷洒器形成水雾时间 $< 150\text{ms}$ ，水雾体积大，存在时间 $> 500\text{ms}$ ，水粒分布均匀。

(4) 研制的本安型检测器体积小，便于井下携带和使用。

(5) 试验巷道抑爆试验表明，YBW-1 型无电源触发式抑爆装置能在 20~45m 内有效抑制瓦斯、煤尘燃烧和爆炸。

(二) KYG 型快速移动式隔爆棚

KYG 型快速移动式隔爆棚主要由移动装置、棚架和隔爆装置组成。隔爆装置为泡沫水槽，能防震、防摔，易于安装和运输，能在较低爆风压下迅速破碎。

KYG 型快速移动式隔爆棚为了实现快速移动, 尽量减少了棚架组数, 同时为了保证水量, 采用自熄性聚苯乙烯泡沫塑料制作隔爆装置。其主要技术参数见表 4-8。

其采用组合灯式机构棚架和移动方式。每组棚架上端采用点式悬挂在巷道顶板支架上, 下端由框架组合而成, 可以安装隔爆水槽或隔爆水袋。

表 4-8 KYG 型隔爆棚泡沫水槽的技术参数

| | |
|--------|--------------------------|
| 容量量 | 60L |
| 外形尺寸 | 760mm × 522mm × 272mm |
| 安装架长、宽 | 682mm × 482mm |
| 阻燃性 | 符合 MT113 标准要求 |
| 表面电阻 | $< 3 \times 10^6 \Omega$ |

另外, 新型 XGS 型分散式隔爆棚, 能够达到抑制速度大于 37m/s 的弱爆炸传播的效果, 安装的有效隔爆距离为 40 ~ 240m, 可以在不同的支护形式下安装, 增加了实用性, 有利于在煤矿中的推广。

(三) ZYB-S 型自动产气式抑爆装置

抑爆原理: ZYB-S 型自动产气式抑爆装置, 是用来抑制燃烧、爆炸的, 它由传感器、控制盒、喷洒器 3 部分组成。喷洒器的内贮能是固态产气剂, 产气剂将化学能转变为气体动能, 以驱动消焰剂。将传感器布置在潜在爆源处, 当发生瓦斯燃烧、爆炸时, 传感器接收到火焰信号, 传送到控制盒, 控制盒产生触发电, 使产气剂进行化学反应, 迅速释放出大量气体, 驱动喷洒器内的消焰剂从喷嘴喷出, 形成消焰剂云雾, 与火焰充分接触, 扑灭火焰。

四、矿井瓦斯爆炸的防治

防治矿井瓦斯爆炸的技术措施主要包括三个方面, 即: 防止瓦斯超限与积聚、防止瓦斯引燃和防止爆炸事故的扩大。

(一) 防止瓦斯积聚

所谓瓦斯积聚是指采掘工作面及其他地点, 局部甲烷浓度达到 2%, 体积超过 0.5m³。为了防止瓦斯积聚, 通常采取的主要技术措施有:

1. 加强通风, 合理选择通风系统

选择合理的通风系统, 加强通风管理, 做到有效、稳定和连续不断, 可以处理在瓦斯缓慢、均匀涌出条件下, 由于通风不良、停风或风量不足引起局部地区瓦斯积聚和超限的常规问题, 进而保证涌出的瓦斯及时冲淡排出, 使采掘工作面及相关巷道中的瓦斯浓度符合《煤矿安全规程》规定。

2. 及时处理局部积存的瓦斯

矿井生产中易于积聚瓦斯的地点有: 停风的盲巷, 回采工作面上隅角, 顶板冒落的空洞内, 低风速的顶板附近, 回采工作面采空区边界以及采煤机附近。及时处理局部积存的瓦斯, 是矿井日常瓦斯管理的重要内容, 也是防治瓦斯爆炸, 保证安全生产的重要工作。为了做好这项工作, 通常采用的主要方法是: 向瓦斯积聚地点加大风量, 将瓦斯冲淡排出; 或将盲巷和顶板空洞内积聚的瓦斯封闭隔绝, 必要时再采取抽放措施。

(二) 防止瓦斯引燃

防止瓦斯引燃的原则是: 严禁和杜绝一切非生产性火源, 严格管理和限制生产中可能发生的火源和热源。并且, 应该严格遵守《煤矿安全规程》中的有关规定:

(1) 严禁携带烟草和点火工具(如打火机、火柴等)下井;井下禁止使用电炉,禁止打开矿灯;井口房、抽瓦斯泵房以及通风机房周围20m内禁止使用明火;井下需要进行电焊、气焊和喷灯焊接时,应严格遵守有关规定;对井下火区必须加强管理。

(2) 电气设备的防爆以采用隔爆外壳为主。即将电机、电器或变压器等能发生火花、电弧或赤热表面的部件或整体装在能隔爆和耐爆的外壳里,即使壳内发生瓦斯的燃烧或爆炸,不致引起壳外瓦斯事故。对煤矿的弱电设施,根据安全火花的原理,采用低电流、低电压,限制火花的能量,使之不能点燃瓦斯。

(3) 局部通风机和掘进工作面内的电气设备,必须装有延时的风电闭锁装置。高瓦斯矿井和煤(岩)与瓦斯突出矿井的煤层掘进工作面,串联通风进入串联工作面的风流中,综采工作面的回风道内,倾角大于 12° 并装有机电设备的回采工作面下行通风的回风流中,以及回风流中的机电硐室内,都必须安装瓦斯自动检测报警断电装置。

(4) 在有瓦斯或煤尘爆炸危险的煤层中,采掘工作只准使用煤矿安全炸药瞬发雷管。如使用毫秒延期雷管,最后一段的延期时间不得超过130ms。在岩层中开凿井巷时,无瓦斯的工作面中,可以使用非煤矿安全炸药和延期电雷管,但这些井巷必须距离有瓦斯的煤层10m以外。如果工作面中发现瓦斯,应停止使用这类炸药和雷管。打眼、爆破和封泥都必须符合有关规程的规定。糊炮、明火爆破和一次装药分次爆破,曾多次引起瓦斯或煤尘爆炸,必须严格禁止。

(5) 为了防止机械摩擦产生火花,如截齿与坚硬夹石(如黄铁矿)摩擦,金属支架梁与顶板岩石(如砂岩)摩擦,金属部件本身的摩擦或冲击等,应禁止使用磨钝的截齿,禁止使用铝合金制作的部件和仪器设备,如果必须使用并且他们又没有防碰撞的安全防护装置,则应在金属表面涂以各种涂料,如苯乙烯的醇酸或丙烯酸甲酯等,以防止摩擦火花的发生。

(6) 高分子聚合材料制品,如风筒、运输机皮带,井下用塑料管等,由于其导电性能差,容易因摩擦而积聚静电。当其静电放电时,就有可能引燃瓦斯、煤尘或发生火灾。因此,煤矿井下应该采用抗静电阻燃的聚合材料制品。

(三) 防止瓦斯爆炸事故扩大的措施

尽管在防止瓦斯爆炸方面采取了防止瓦斯积聚、防止瓦斯引燃等措施。但是,煤矿瓦斯爆炸事故依然时有发生,因此,如何设法将瓦斯爆炸所造成的损失(包括人员伤亡、资源、设备、财产损失等)缩小到最小范围和降低到最低限度,也是矿井瓦斯管理和矿井瓦斯爆炸防治的一个极为重要的内容。

总结和分析瓦斯爆炸事故的经验教训,可以清楚看出:一是为了减轻瓦斯爆炸事故所造成的损失,采取一些防范措施是必要的;二是使灾害扩大的主要原因是矿井通风系统不合理,通风设施不可靠,矿井自救系统不健全,不完善,煤尘处理不彻底,参与了爆炸,隔爆设施失效等;为了防止瓦斯爆炸事故扩大,目前采取的主要措施有以下几方面:

1. 通风系统要稳定、可靠、合理

提高矿井通风系统的稳定性、可靠性,使其合理经济的运行对煤矿实现安全生产有着十分重要的意义。衡量通风系统可靠、稳定与否的标准有以下几点:

(1) 矿井通风能力(特别是通风机能力)适应矿井安全生产需要,发生灾害后(特别是火灾),不因通风能力不足而出现风流逆转,回流和倒退。

(2) 巷道布置合理, 通风网络简单, 不出现人为的角联巷道和串联通风。不因局部系统的变更、通风设施变动而出现风流紊乱。

(3) 矿井发生灾害时, 不因通风系统不合理、不可靠而使灾情扩大; 同时, 也不因发生灾害而使正常通风系统遭到破坏, 出现风流紊乱现象。

(4) 通风设施(如风门、挡风墙等构筑物)质量坚固, 动作灵敏可靠, 不因外因作用而破坏, 造成通风系统紊乱。

(5) 在多风机联合运转的矿井中, 当井下发生灾害需要反风时, 能达到反风目的和要求。

(6) 局部区域发生灾害需要反风时, 应能具备立即进行反风的条件。

相反, 如果没有一个合理、可靠的通风系统, 从许多事故看, 这正是加剧事故后果的重要原因之一。因此, 建立合理可靠的通风系统, 不仅是保证安全的需要, 而且也是保证灾变时期风流稳定, 减小灾害损失, 防止灾害事故扩大的必备条件。

2. 建立完善可靠的防(隔)爆设施及自救系统

为了不使已经发生的瓦斯爆炸事故继续传播、扩大, 把灾害波及的范围和造成的损失降低到最小限度, 可采取以下几项隔(防)爆措施:

(1) 设置岩粉棚。岩粉是一种不燃物质, 它能吸收热量, 可以起到抑制爆炸发生和传播的作用。由于岩粉是一种理想隔爆物质, 因而, 被国内外许多煤矿所采用。但由于井下普遍较为潮湿, 使用时应定期更换, 以免失效。

岩粉棚一般均架设于工作面附近及其相邻或相连接的巷道顶板和两帮处。它由多块盛岩粉的木板组成, 每块岩粉板都堆放一定数量的岩粉, 当爆炸波传来时, 岩粉板被爆炸冲击波掀翻, 岩粉便散落下来, 在巷道中形成浓厚的岩粉雾, 爆炸火焰传来时被冷却熄灭, 从而达到阻止爆炸火焰继续向前传播的隔爆作用。

岩粉棚所需的岩粉量, 主要巷道不少于 $400\text{kg}/\text{m}^2$, 一般巷道不少于 $200\text{kg}/\text{m}^2$ 。

(2) 撒布岩粉。撒布岩粉的作用是使沉积在巷道底板和两帮的煤尘中增加不燃性物质, 使其失去爆炸性和防止巷道中的落尘再度飞扬。

撒岩粉后, 在煤岩的混合物中不燃性物质的含量必须达到: 非瓦斯矿井不低于 60%; 瓦斯矿井不低于 75%。

(3) 挂水槽(棚)或水袋。水槽棚或水袋同岩粉作用相同, 只是他们所使用的隔爆物质不同。

由于水的比热较岩粉高 5 倍, 同时水在接触高温火焰时形成的水蒸气更有利于消灭火焰, 在爆炸波作用下水飞散开的时间较岩粉更短, 因此, 水比岩粉有更佳的隔爆效果。另外水不怕潮湿, 可以长期使用而不用更换, 管理、维护方便, 且用水量仅为 $200\text{L}/\text{m}^2$ (其效果相当于岩粉 $400\text{kg}/\text{m}^2$), 因而较为经济。正因为水同岩粉相比有许多优点, 故大部分矿井都在采用。

(4) 设置避难硐室。避难硐室是为当矿井发生灾害事故时, 由于撤退路线或安全出口被堵塞无法通过或自救器失效, 而有毒有害气体浓度较高或在自救器使用有效期内不能撤退到安全地点时, 而设置的避难场所。

避难硐室一般都应设在撤退路线上, 距事故灾区的距离不宜超过 500m, 其容积以能容纳下灾区的全部人员为准。避难硐室尤其是应具有耐高温、抗冲击和不漏气的性能, 硐

室内应备有供避难人员呼吸用的供气设备或系统,以及通讯设备、自救器、药品、食物等。

(5) 使用自救器。自救器是供矿工进行自救的安全保护装备。井下发生灾害事故时,可用它从充满有毒、有害气体的巷道中安全撤出灾区。

矿井一旦发生灾害(特别是局部瓦斯爆炸事故),初期波及范围和危害都较小,此时是及时进行自救的极好时机,因此,沉着冷静地采取自救措施是减少伤亡的重要措施,但是,这必须要有完善的装置和自救系统作保证。

3. 加强管理,严格遵守各项规定

矿井一旦发生瓦斯爆炸,为了防止灾情的扩大,使灾区局限在尽可能小的区域和防止二次灾害或灾害转为重大灾害,事先必须做好以下工作:

(1) 每一矿井,每年必须由矿总工程师组织编制《矿井灾害预防和处理计划》报矿务局总工程师批准。在每季末,还应根据具体情况进行修改,制订补充措施,并由矿长负责贯彻执行。

(2) 每一矿井必须有反映当前实际情况的图纸和有关技术资料,如矿井地质和水文地质图;地面、井下对照图;巷道布置图;采掘工程图;通风系统图;井下运输系统图;安全监测控制装备布置图;管路系统(排水、防尘、防火、注浆、压风、充填、抽放瓦斯等)图;井下通讯系统图;地面、井下配电系统图和井下电气设备布置图以及井下避灾路线图等图纸。

(3) 矿井发生重大事故时,矿务局局长、矿长和局、矿总工程师必须立即赶到现场组织抢救,矿长负责指挥处理事故。

(4) 实行分区通风,每一生产水平和每一采区,都必须布置单独的回风道。回采工作面 and 掘进工作面都应采用独立通风,在开采有瓦斯喷出或煤与瓦斯突出煤层中,严禁任何两个工作面之间串联通风。

(5) 通风系统力求简单。进、回风进之间和主要进、回风道之间的每个联络巷道中,必须砌筑永久挡风墙。需要使用的联络巷,必须安设两道正向和两道反向的风门,防止在反风时风流短路,采空区必须及时封闭。

(6) 装有主扇的出风口,应安装防爆门,生产矿井主扇必须装有反风设施。

(7) 每一矿井必须在地面设置消防水池和井下消防管路系统;每季度由矿长组织矿山救护队、消防队,通风部门和有关部门,分别对井上、下消防管道系统,防火门、消防材料库和消防器材的设置情况进行1次检查,发现问题,及时解决。

第五节 抽(排)放瓦斯技术

一、矿井巷道瓦斯积聚及危害

煤矿井下瓦斯积聚是引起瓦斯爆炸的主要原因之一。因此,为了防止瓦斯爆炸,首先应当防止煤矿井下瓦斯积聚。

一般来说,当出现浓度达到2%、体积在 0.5m^3 以上的积存瓦斯时,即定为局部瓦斯积聚。采掘工作面内局部瓦斯积聚,是指采掘工作面风流范围以外地点的局部瓦斯积聚,

但刮板输送机底槽内的瓦斯浓度达到2%、体积超过 0.5m^3 时,也应按局部瓦斯积聚处理。

考虑到煤矿井下生产条件十分复杂、瓦斯和各种有害气体的涌出变化常出现异常情况、煤尘和其他燃爆气体的加入可降低瓦斯爆炸下限,以及主观意识上的差距等因素的影响,因此,在对矿井瓦斯进行管理时,一般取5倍的安全系数。当瓦斯浓度达到2%时,与瓦斯爆炸下限比较,只有2.5倍的安全系数,很不安全;另外,体积为 0.5m^3 的瓦斯在达到爆炸下限浓度时,遇到高温火源足以会燃爆。所以,规定当出现浓度达到2%、体积超过 0.5m^3 的积存瓦斯时即为局部瓦斯积聚。对于局部瓦斯积聚,必须及时发现和妥善处理。

二、矿井瓦斯抽放方法

目前,我国矿井瓦斯抽放方法主要有:

- (1) 从抽放的部位上分有:本煤层瓦斯抽放、邻近层瓦斯抽放及采空区瓦斯抽放;
- (2) 从抽放时间上分有:采掘前预抽,边采边抽以及采后抽放;
- (3) 从抽放管道形状上分有钻孔抽放,巷道抽放以及采空区插管抽放。

(一) 开采层瓦斯抽放

开采层瓦斯抽放一般可分为两种:其一为预抽,即在煤层开采之前,采用巷道或钻孔抽出煤体中的瓦斯。其二为回采工作面的边采边抽,或掘进工作面的边掘边抽,目的主要在于降低煤层中的瓦斯含量,从而使工作面回采或巷道掘进中的瓦斯涌出量减少,防止巷道或回采工作面风流中的瓦斯浓度超限。

1. 预抽瓦斯方法

1) 巷道抽放瓦斯方法

巷道抽放瓦斯方法就是将煤层的开采巷道提前准备,密闭起来进行抽放,其布置形式如图4-5所示。这种抽放瓦斯方法,因巷道暴露面积大,抽放效果往往较好。但是,巷道抽放瓦斯的最大缺点是要预先掘进巷道,并且要加以密闭;抽放较长时间后,需打开密闭再维修巷道,工序上复杂,维修量大;而更为关键性的问题是在煤层瓦斯大的情况下,巷道掘进很困难,往往不能及时地开掘出巷道进行预抽瓦斯,因而,一般矿井都不采用。

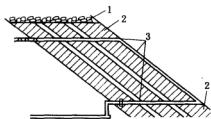


图4-5 巷道抽放瓦斯方法示意图
1—采空区; 2—预抽放煤层; 3—抽放巷道

2) 钻孔抽放瓦斯方法

目前,本煤层抽放瓦斯,绝大多数都采用钻孔抽放,由于施工简便而且许多矿井钻场设在岩石巷道内不再进入煤层,能尽早的打钻预抽,故而受大家欢迎。一般情况下,当透气性较好时,采用 $\phi 50 \sim \phi 89$ 的孔径;透气性较差时,多采用 $\phi 102 \sim \phi 300$ 的孔径。从打钻的地点而言,由于煤层赋存条件和开拓布置的不同,可分为穿层钻孔和顺层钻孔。根据现场的实践表明,对于石门开拓,特别是煤层很厚时,多采用层外巷道向开采层打穿层钻孔进行抽放。如图4-6所示为抚顺钻孔抽放瓦斯布置图,如图4-7所示为中梁山多煤层群开采时,巷道预抽钻孔布置图。

另外一种预抽开采煤层瓦斯的方式为顺层钻孔布置,即利用进入煤层的巷道,沿煤层

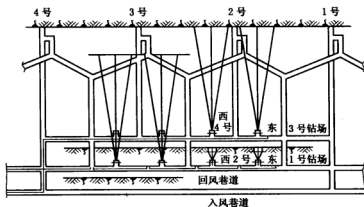


图4-6 抚顺钻孔抽放瓦斯布置图

打钻孔，如图4-8所示。该方法多用于回采工作面，主要是在回采工作面准备好后，于采面上均匀布置钻孔，抽放一段时间（一般不到一年）后再采煤，以减少回采过程中的瓦斯涌出量；防止巷道风流中的瓦斯浓度超限；我国阳泉、淮南、焦作、六枝等局矿都曾采用过，并取得了较好的效果。

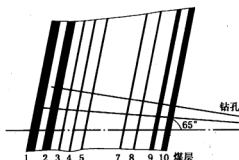


图4-7 中梁山巷道预钻孔布置图

1、2、3、4、5、7、8、9、10—煤层

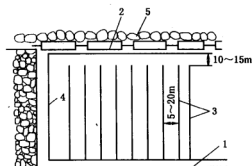


图4-8 顺层钻孔布置示意图

1—运输煤巷；2—回风巷；3—抽放钻孔；

4—工作面；5—采空区

2. 边采边抽或边掘边抽开采煤层瓦斯

这是在未经预抽或预抽时间不足条件下，解决开采煤层采掘过程中瓦斯问题的一种有效方法。在具体实施中，应根据不同煤层的赋存状态进行，如对于厚煤层，可采用上抽下截式或顶板钻孔布置式，其顶板钻孔可根据巷道布置方式不同，而在煤巷或岩巷内开孔，这些抽放钻孔的服务时间一般较长，只要钻孔未被采穿，可以一直抽放。

(二) 邻近层瓦斯抽放

邻近层瓦斯抽放一般是指卸压层瓦斯抽放。在煤层群条件下，由于开采层的采动影响，会导致其上部或下部的煤层卸压，从而引起这些煤层的膨胀变形和透气性增大。这

时,为防止和减少邻近层卸压瓦斯通过层间裂隙大量涌向开采层,可采用抽放的方法来处理这一部分瓦斯,而这种抽放方法即为邻近层瓦斯抽放方法。目前认为,邻近层瓦斯抽放是一种有效,而且得到广泛应用的方法。

邻近层瓦斯抽放的效果主要取决于钻孔布置,一般情况下,合理的钻孔布置应根据煤层赋存条件和矿井开拓布置方式。邻近层瓦斯抽放的钻孔布置,分为开采层内巷道打钻和开采层外巷道打钻。

1. 开采层内巷道打钻

由开采层内巷道打钻,进入邻近煤层进行瓦斯抽放,其适应条件一般为缓倾斜或倾斜煤层的走向长壁工作面,钻孔布置方式可分为:

(1) 钻场设在工作面回风巷或回风副巷内,由钻场向邻近煤层打穿层钻孔,如阳泉四矿、六枝大用矿、包头五当沟矿均采用这种方式,如图4-9所示。

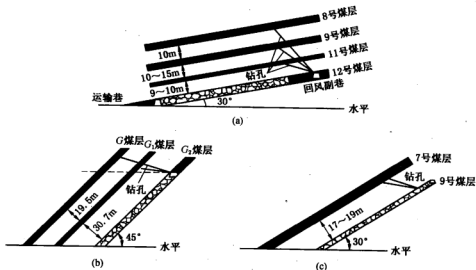


图4-9 钻场设在回风巷的布置方式

- a—阳泉四矿抽放上邻近层瓦斯层内副巷布孔图;
b—包头五当沟矿抽放上邻近层瓦斯层内副巷布孔图;
c—六枝大用矿抽放上邻近层瓦斯层内副巷布孔图

(2) 钻场设在工作面进风巷内,由钻场向邻近层打穿层钻孔。该方式多用于抽放下邻近层瓦斯。如图4-10所示,这种布置方式的优点为:在运输水平一般均有电源和水源,打钻施工方便,且通风条件好。开采阶段的运输巷即为下一阶段的回风巷,故而不存在由于抽放瓦斯而增加巷道的维护时间和工程量的问题。

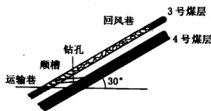


图4-10 钻场设在进风巷的布置方式

2. 开采层外巷道打钻

在开采层外巷道中打钻,进入邻近层抽放瓦斯方式。其适用条件为不同倾角的煤层和不同采煤方法的回采工作面。

由于邻近层瓦斯抽放钻孔必须深入到邻近层的卸压带内,且又要避开冒落和大的破碎裂隙区,以免抽放钻孔大量漏气,甚至被切断而使钻孔失效,特别是抽放上邻近层时,更应当引起注意和遵循这一布孔原则,即钻孔应穿入卸压角边界附近以内,而又不进入太深。所以,当需要同时抽放间隔相当距离的多层邻近煤层瓦斯时,就要布置几个层位的抽放钻孔。因此,在邻近层瓦斯抽放钻孔布置中,应注意钻孔布置的角度,钻孔间距,钻孔直径等,以便达到最佳抽放效果。

(三) 采空区瓦斯抽放

由于采空区的瓦斯涌出,在矿井瓦斯来源中占有相当大的比例,目前采空区瓦斯抽放已成为主要抽放瓦斯方法之一。

1. 密闭抽放法

这是抽放采空区瓦斯最常用和最简单的方法。该抽放法实施时,应首先将采区或回采面的进回风巷均进行密闭;然后让抽放管穿过回风巷的密闭,伸入采空区内进行抽放。抽放时,对密闭内的气体成分和抽放负压应经常进行监视与调控,以防增大采空区漏风引起采空区的遗煤自燃。该方法抽出的瓦斯浓度可达25%~60%。

2. 插管法

这种抽放方法是在顶板冒落之前,把端头带孔眼的管子直接插入采空区内进行抽放。插入端管子直径为 $\phi 75 \sim \phi 100\text{mm}$,处在采空区内一端长应 $\geq 2.5\text{m}$,管壁穿有小孔,并用砂窗布包好,以免发生堵塞;该管应尽量靠近煤层顶部,以便处于瓦斯浓度较高的地点,提高抽放效果。这种抽放方法抽出的瓦斯浓度一般不太高,通常只有10%~25%,其抽放效果主要取决于抽出混合气体中的瓦斯浓度和支管中造成的负压。其优点是简单易行,成本低,缺点是抽放效率低。

3. 向冒落拱上方打钻孔抽放法

这种抽放方法的特点是,要求钻孔孔底应处在采空区初始冒落拱的上方,以便捕集处于冒落破坏带中的上部卸压层和未开采的煤层中涌入采空区的瓦斯。

这种抽放方法,抽出的瓦斯浓度普遍较高,抽放效果较好,钻孔的单孔瓦斯流量可达 $2 \sim 4\text{m}^3/\text{min}$,可大大降低采空区瓦斯涌出量。但缺点是需打较长的钻孔,布置难度较大且费用相对较高。

4. 在老顶岩石中打水平钻孔抽放法

当涌入采空区的瓦斯主要来自于开采煤层的顶板上方,而顶板又为易于破碎的岩石,打钻抽放的确有困难时,可采用从回风巷一侧向煤层上部掘一斜巷,一直进入稳定的岩体。

5. 直接向采空区打钻抽放法

这种抽放方法主要是利用采空区周围的巷道,如运输水平或回风水平的底板岩巷或下部煤层的巷道向采空区打钻,以抽取采空区中的瓦斯。其抽放钻孔进入采空区的位置应处于采空区瓦斯聚集区。

6. 地面垂直钻孔抽放法

在开采深度小于400m的高瓦斯煤层时,由于某些特殊原因而不能从井下巷道中打钻

到邻近层或采空区抽放瓦斯时，可以从地面打垂直钻孔抽放上邻近层和采空区的瓦斯。这种抽放方法要求在打钻结束后，孔底在回采工作面前方的距离不小于 5~10m，孔底离回风巷的距离由邻近层距开采层的厚度确定，当上邻近层距开采层距离为 20 倍层厚时，取 10~25m；20~40 倍层厚时，取 15~40m；大于 40 倍层厚时，取 30~70m。

三、瓦斯排放

(一) 顶板附近瓦斯积聚的处理

瓦斯层是瓦斯悬浮于巷道顶板附近并形成较稳定的带状积聚，瓦斯层可以在不同支护形式和任意断面的巷道中形成。易出现瓦斯层的巷道有：在顶板 10m 的范围内有高瓦斯涌出源，如夹煤层、煤线或含瓦斯砂岩层；石门接近煤层或夹煤层；巷道穿过地质破坏带；巷道底板或两帮喷瓦斯等。

瓦斯层的形成与巷道风速密切相关，当巷道风速小于 0.5m/s 时，在瓦斯正常涌出的条件下就能形成瓦斯层；如果瓦斯涌出量大，巷道风速达 1m/s 也能够形成；巷道顶板有集中瓦斯涌出，其量大于 0.5m³/min 时，风速超过 1m/s，也会出现危险的瓦斯层。

增加巷道风速和巷道顶板附近的风速的方法都是通过加大瓦斯积聚地点的供风量来冲淡稀释瓦斯。当无法保证稀释瓦斯层所需的巷道平均风速时，可采取增大局部地点的顶板风速措施。如：在支架顶梁下面加导风板，将风流引向顶板附近；沿顶板铺设压风管，每隔一段距离接一分支短管，用压风将瓦斯层吹散；在集中瓦斯源附近装设引射器。具体方法如图 4-11 所示。

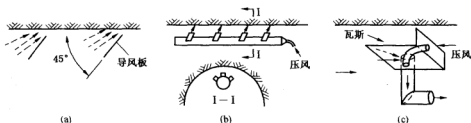


图 4-11 增大顶板附近风速吹散瓦斯

a—导风板法；b—分支压风管法；c—引射器法

另外，也可用康达风筒（旋流风筒）处理积聚瓦斯，它是在局部通风机的导风筒（铁风筒）上，沿其纵向开一条细长的切口，顺着切口方向装设与风筒同圆心的弧形铁罩，如图 4-12 所示，该罩与风筒之间留有切向排出口，风筒的轴向有控制阀门，当此阀门关闭（或关一定程度）时，风流将从风筒切口并经铁罩的排出口沿切线方向喷射出去，高速旋转的风流（15~30m/s）沿巷道周边运动，这样，巷道支架背板后空洞的积聚瓦斯和顶板的瓦斯层均可被稀释和带出，从而消除瓦斯积聚现象。

(二) 顶板冒落空洞积聚瓦斯的处理

在不稳定的煤、岩层中，无论是掘进巷道还是回采工作面，冒顶是经常出现的，从而在巷道顶部形成空洞，有时可能达到很大的范围。由于冒顶处通风不良，往往积存着高浓

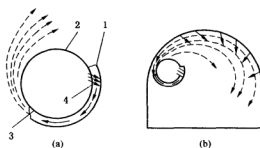


图 4-12 康达风筒处理积聚瓦斯

a—康达风筒；b—巷道断面内风流运动状态

1—铁皮罩；2—铁风筒；3—切向排出口；4—风筒上的切口

度的瓦斯。风流吹散法是处理该处积聚瓦斯的有效方法。

风流吹散法是通过加大冒落空洞内的供风量冲淡稀释瓦斯来消除瓦斯积聚。其具体实施方法还应根据冒落高度及其范围、积聚瓦斯量、瓦斯涌出速度和巷道风速的大小来选择。

据经验，当冒落高度小于2m、冒落体积不超过 6m^3 、巷道风速大于 0.5m/s 时，可采用

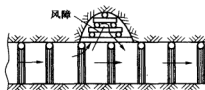


图 4-13 导风障引风吹散法

采用导风障引风吹散法（图4-13），风障的材料视其服务时间而定，时间长者可用木板，时间短者可用帆布等材料。该法的优点是施工简单、经济，缺点是使局部地点的巷道略有高低不平，运输和行人感到不便。

当冒落高度大于2m、冒落体积超过 6m^3 、巷道风速低于 0.5m/s 时，同时又具有局部通风机送风的地点，可采用分支风管送风吹散法（俗称风袖，如图4-14所示）。

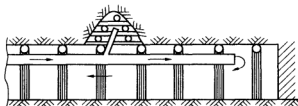


图 4-14 分支风管送风吹散法

其具体实施方法，一般是将导风筒开个小口并接上小风筒或胶管，利用局部通风机的一小部分通风量送至高顶处，以吹散积聚的瓦斯。风袖的长度与直径，视冒落高度和冒落范围大小而定。该法的优点是简单易行，缺点是降低了工作面的有效通风量。

若巷道中无局部通风机及风筒，但有压风管路，亦可从压风管路上接出一个或多个分支压风管，伸达高顶处，送入压风吹散积聚的瓦斯。

(三) 掘进巷道及盲巷的瓦斯排放

根据近年来统计,在掘进过程中发生的瓦斯煤尘爆炸事故占瓦斯爆炸事故总数的80%以上。掘进巷道的局部通风机因故障停止运转,在恢复通风前必须先检查瓦斯,当停风区中瓦斯浓度超过3%时,必须排放瓦斯。排放瓦斯是一件危险性大、影响面广和十分复杂的技术工作。排放前,必须制订安全技术措施,搞好人员分工组织,明确停电、撤人范围,设置警戒,严禁火源;排放中要搞好风量调配,严格控制风流,严格控制瓦斯排放浓度,严禁“一风吹”。排放结束后,应全面检查排放区域内的通风和瓦斯情况,确认无误后方可恢复正常工作。

1. 盲巷外风筒接头断开调风法

采用局部通风机和柔性风筒送风的掘进工作面,排除盲巷积聚瓦斯时可用此法,因为柔性风筒移位、接头断开与接合均比较方便,风筒接头断开调风法如图4-15所示。排瓦斯时,起初送入盲巷的风量要小,大部分风量从风筒断开处涌入巷道内,之后根据排出瓦斯量的大小,逐渐加大送入盲巷的风量。在缓慢地排放瓦斯过程中,随着两个风筒接头由错开而逐渐对合、直至全部接合,送入盲巷的风量亦由小到大,直到局部通风机排出全部风量。如果排至盲巷口的瓦斯浓度不超限,且能较长时间稳定下来,即可结束排瓦斯工作。经检查确认安全可靠时即可送电恢复掘进。

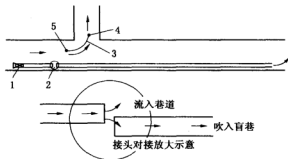


图 4-15 风筒接头断开调风法

1—局部通风机；2—风筒接头断开地点；3—测瓦斯浓度胶管；

4—瓦斯检查点；5—瓦斯检查员位置

采用该方法排瓦斯时, 工作人员不需要进入盲巷, 一般需 3~4 人, 其中: 1~2 人在断开的风筒接头处, 改变风筒的对合面大小来调风; 1 人在盲巷口外的新鲜风流中, 通过长胶管用瓦斯检定器不断地测定回风侧的瓦斯浓度, 或悬挂瓦斯报警器显示瓦斯浓度, 根据瓦斯浓度的大小, 通知调风人员调节送入盲巷的风量, 保证排出的瓦斯浓度不超限 (<1.5%); 另 1 人全面负责并协助排瓦斯工作。

2. 三通风筒调风法

该调风方法是在局部通风机出口与导风筒之间接一段三通风筒短节（或称风量调节器），此短节用胶布风管缝制而成，如图4-16所示。

掘进巷道正常通风时,三通风筒的泄风口A用绳子捆死,此时局部通风机的全部风

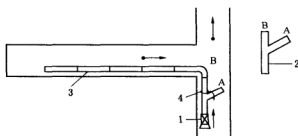


图 4-16 三通风筒调风法

1—局部通风机；2—三通风筒短节；3—导风筒；4—绳子

量能送至掘进巷道工作面。当排除巷道的积聚瓦斯时，首先打开三通的泄风口 A，同时用绳子捆住导风筒，然后启动局部通风机，这时局部通风机的绝大部分风量经三通风筒的泄风口 A 排至巷道，少量风进入盲巷。由 1 人检查瓦斯浓度（或装瓦斯指示报警仪），1 人在三通风筒处调节风量，使盲巷排出的瓦斯不超限，并逐渐加大盲巷内的供风量和减少泄漏至巷道的风量，直至盲巷积聚的瓦斯排完，捆死泄风口 A，解开导风筒的捆绳，全部风量送至掘进工作面。经检查安全无误后，将可恢复掘进工作。

3. 稀释筒调风法

为了安全地排放瓦斯，做到人为控制排放瓦斯不超限，在实施过程中可采用瓦斯排放稀释筒排放瓦斯。瓦斯稀释筒安装在掘进巷道内，距巷道出口约 5m 处，在全风压的通风巷道内安设局部通风机，向独头掘进巷道供风，导流板为人工关闭。

4. 自控排瓦斯装置

1) WCF-1 型自控排放瓦斯装置

该装置用高、低浓度组合式瓦斯传感器采集瓦斯浓度信息，其中 T_1 安装在局部通风机处，防止在排放过程中引起循环风而造成瓦斯超限， T_2 安装在掘进工作面回风流内，检测排出的瓦斯浓度， T_3 安装在巷道主回风流的下风侧，用来控制排到主风流的瓦斯浓度不超限（图 4-17）。该装置主要由控制主机、瓦斯稀释筒和液压泵站三部分组成（图 4-18）。

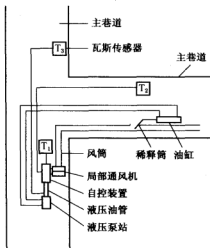


图 4-17 WCF-1 型自控排瓦斯装置安装示意图

排放瓦斯时，当控制主机接收到上述地点传感器所采集的信号后，进行判断，视其量值的大小发出相应的控制指令，使液压泵站电机旋转，三位四通电磁阀对应位导通，高压油通过油管进入油缸，油缸驱动稀释筒的调节风门使之开启，此时局部通风机的通风量，一部分通过风筒进入掘进工作面排出工作面内的高浓度瓦斯。另一部分则由稀释筒泄流到巷道内，来稀释排出的高浓度瓦

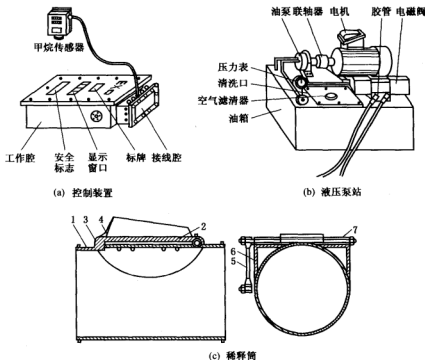


图 4-18 WCF-1 型自控排瓦斯装置

1—铁风筒；2—调节风门；3—门座；4—导向盘；5—曲拐；6—封闭挡板；7—转动轴

斯，使之混合均匀且不超过限，然后排出工作面。从而达到安全排放瓦斯的目的。

2) GDS-1 型自动排放瓦斯装置

“GDS-1 型瓦斯自动排放系统”排放盲巷积聚瓦斯时的工作原理和安装示意图，如图 4-19 所示。

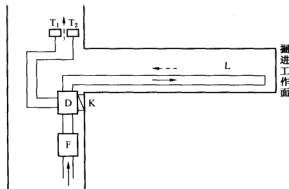


图 4-19 “GDS-1 型瓦斯自动排放系统”排放盲巷积聚瓦斯示意图

T_1 —风流混合处瓦斯传感器 1； T_2 —风流混合处瓦斯传感器 2；K—调节风门；

L—软风筒；D—控制装置；F—局部通风机

局部通风机为积聚瓦斯的排放提供动力。控制装置 D 接收到测点瓦斯传感器 T_1 、 T_2 处瓦斯浓度值，经控制装置 D 中单片机运行计算，确定调节风门的开或关以及开关角度的大小，并给出控制指令到控制装置 D 中驱动器，驱动器驱动电机转动，实现对调控风门 K 的开关角度大小的控制，从而调控调节风门的漏风量大小，确保独头巷道中排出的风流在同全风压风流混合处的瓦斯浓度在规定安全值以下。整套系统检测、调节、控制、安全排放全部实现智能化，并保证了最大的排放效果。

该系统具有安装使用方便，运行稳定可靠等优点。

3) MAIBZ 型矿用智能型节能瓦斯排放器

该装置利用高频调速原理，调节局部通风机的转速和风量，改变由排放瓦斯巷出口高浓度瓦斯的混合风流流量，使回风巷汇合风流处的瓦斯浓度按照排放瓦斯措施所规定的上限值进行排放。

使用第三代电子电力器件 IGBT 制成的变频器，解决了工作环境下半导体器件因温冲击穿问题，对煤矿井下使用处于防爆壳内的电力电子半导体器件尤为重要。新研制的智能瓦斯排放器的排放过程如图 4-20 所示。

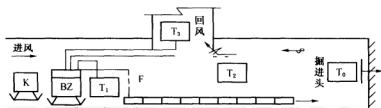


图 4-20 智能瓦斯排放器工作布置图

K—电源开关；BZ—瓦斯排放器；F—局部通风机； T_0 —掘进头瓦斯探头；

T_1 —局部通风机瓦斯探头； T_2 —排瓦斯巷口探头； T_3 —回风巷混合处探头

依靠瓦斯监测探头，来监测排放瓦斯巷出口、回风巷混合处和局部通风机进风口附近的瓦斯浓度，并经模糊控制器调节控制变频器工作。利用智能瓦斯排放器可实现自动、安全可靠、高效地排放瓦斯。

该智能瓦斯排放器在铁法矿务局晓南矿 -385m 水平 W_3406 探煤巷中加以应用。该巷道封闭时间长，巷道内瓦斯浓度高达 65%，启封时采用该设备自动排放，在排放过程中，风流汇合处瓦斯浓度一直保持在设定值（1.5%）附近，排放过程安全、可靠；同时由于随瓦斯浓度自动改变局部通风机转速，进行风量调节，完全避免了排放过程中“一风吹”现象，未出现“瓦斯团”吹出来现象。

（四）回采工作面上隅角瓦斯积聚的处理技术

目前，处理回采工作面上隅角瓦斯积聚的方法大致可分为以下 3 类：

（1）迫使一部分风流经工作面上隅角，将该处积聚的瓦斯冲淡排出，此法多用于采空区瓦斯涌出量不大（ $<2\sim3\text{m}^3/\text{min}$ ），上隅角瓦斯浓度超限不多的情况，其具体做法是在工作面上隅角附近设置一道木板隔墙或风障，或将回风巷道后联络横贯的密闭打开，并在工作面回风巷中设调节风门，迫使一部分风流清洗上隅角，将瓦斯冲淡排出。

(2) 改变采空区的漏风方法。如果采空区涌出的瓦斯比较大, 不仅工作面上隅角经常超限, 而且工作面采空区和回风流中瓦斯也经常超限, 如条件允许, 可将上阶段已采区密闭墙打开, 以改变采空区的漏风方向, 将采空区的瓦斯直接排入回风巷道内, 进而瓦斯不再从工作面上隅角涌出。此法只适用于没有自燃的煤层, 而且应注意防止回风流瓦斯超限。

(3) 改变回采工作面的风流方向, 实行下行通风排除上隅角瓦斯。实行下行通风时要符合《煤矿安全规程》第一百一十八条的规定, 根据矿井的具体条件, 若回采工作面采用 W 型的通风系统, 边巷两翼进风, 中间巷回风, 也是排除工作面上隅角瓦斯积聚的一种有效措施。此外, 还可以应用风压调节法, 尽量降低进、回风两端的压差, 以减少该处的瓦斯积聚。

在工作面绝对瓦斯涌出量超过 $5\text{m}^3/\text{min}$ 的情况下, 单独采用上述方法, 可能难以收到预期效果, 必须进行邻近层或开采层的瓦斯抽放, 以降低工作面的瓦斯涌出量。

(五) 密闭巷道积聚瓦斯的排放方法

长期停掘的巷道, 在巷道口已构筑了密闭墙, 局部通风设施也已拆除, 其内积存瓦斯量比较大。在排除瓦斯之前, 必须安装风机和风筒。根据巷道的长度准备足够的风筒, 其中应有 1~2 节, 3~6m 长的短节。

排除这类巷道中的积聚瓦斯, 一般是采用分段排放法, 分以下 3 个步骤进行:

(1) 检查密闭墙外瓦斯是否超限, 若超限就启动风机吹散稀释, 如不超限, 就在密闭墙上隅角开两个洞, 随之开动风机吹风, 起初风筒不要正对着密闭, 要视吹出瓦斯浓度的高低进行风向控制, 当不超限时, 风筒才可偏向巷道口, 并逐渐移向密闭上的孔洞, 再慢慢扩大孔洞, 直至风筒全部插入孔洞, 排出的瓦斯被稀释均匀亦不超限, 即可拆除密闭实施分段排瓦斯。

(2) 密闭拆除后, 工作人员进入巷道检查瓦斯, 随之延长风筒和排放瓦斯。待巷道中风筒出口附近瓦斯浓度降至安全界限之下, 可将风筒口缩小加大风流射程, 吹出前方的瓦斯; 当瓦斯浓度降下来之后, 接上一个短风筒, 同样加大风流射程排除前方的瓦斯; 取下短风筒换上长风筒 (一般 10m) 继续排放前方的积聚瓦斯, 直至掘进工作面。

(3) 在排完巷道瓦斯后, 应全面检查巷道各处的瓦斯浓度, 如局部地点仍有瓦斯超限, 仍可采用断开风筒接头的方法, 排除该区段的瓦斯。

(六) 排放瓦斯时应遵守的规定

1. 进行排放瓦斯工作必须制定的措施

(1) 矿井因停电和检修, 主要通风机停止运转或通风系统遭到破坏以后, 必须有排除瓦斯的安全措施。

(2) 因临时停电或其他原因, 局部通风机停止运转。在恢复通风前, 首先必须检查瓦斯, 如果在停风区中, 瓦斯浓度超过 1% 或二氧化碳浓度超过 1.5% 时, 必须制定排除瓦斯或二氧化碳的措施。

(3) 恢复已封闭的停工区或采掘工作接近这些地点时, 必须事先制定措施排除其中积聚的瓦斯。

2. 排放瓦斯的安全措施

(1) 计算排放瓦斯量, 预计排放所需时间。

(2) 明确风流混合处的瓦斯浓度, 制定控制送入独头巷道风量的方法, 严禁“一风吹”。

(3) 确定排放瓦斯流经的路线, 标明通风设施、电气设备的位置。

(4) 明确撤人范围, 指定警戒人位置。

(5) 明确停电范围、停电地点及断、复电的执行人。

(6) 明确必须检查瓦斯的地点和复电时的瓦斯浓度。

(7) 明确排放瓦斯的负责人和参加人员名单及各自担负的责任。

(8) 文图齐全、清楚, 通风设施、机电设备及瓦斯监测传感器等应该上图的, 都要准确、不能遗漏。

3. 排放瓦斯时必须符合的安全要求

(1) 编制排放瓦斯措施时, 必须根据不同地点的不同情况制定有针对性的措施。禁止使用“通用”措施, 更不准几个地点用一个措施。批准的瓦斯排放措施, 必须由矿总工程师或通风安全副总工程师负责贯彻, 责任落实到人, 凡参加审查、贯彻、实施的人员, 都必须签字备查。

(2) 排放瓦斯前必须先检查局部通风机及其开关地点附近 10m 以内风流中的瓦斯浓度, 其浓度都不超过 0.5% 时, 方可人工开动局部通风机向独头巷道送入有限的风量, 逐步排放积聚的瓦斯; 同时还必须使独头巷道中排出的风流与全风压风流混合处的瓦斯和二氧化碳浓度都不得超过 1.5%。

(3) 排放瓦斯时, 应有瓦斯检查人员在独头巷道回风流与全风压风流混合处经常检查瓦斯浓度, 当瓦斯浓度达到 1.5% 时, 应指令调节风量人员, 减少向独头巷道的送入风量, 确保独头巷道排出的瓦斯在全风压风流混合处的瓦斯和二氧化碳浓度均不超限。

(4) 排放瓦斯时, 严禁局部通风机发生循环风。

(5) 排放瓦斯时, 独头巷道的回风系统内必须切断电源、撤出人员; 还应有矿山救护队在现场值班。

(6) 排放瓦斯后, 经检查证实, 整个独头巷道内风流中的瓦斯浓度不超过 1%, 氧气浓度不低于 20% 和二氧化碳浓度不超过 1.5%, 且稳定 30min 后瓦斯浓度没有变化时, 才可以恢复局部通风机的正常通风。

(7) 独头巷道恢复正常通风后, 必须由电工对独头巷道中的电气设备进行检查, 证实完好后, 方可人工恢复局部通风机供风的巷道中的一切电气设备的电源。

4. 恢复有瓦斯积存的盲巷或在启开密闭时的瓦斯处理注意事项

恢复有瓦斯积存的盲巷或在开启密闭时的瓦斯处理要特别慎重, 并须预先制定有专门的安全技术措施。措施中要注意以下几点:

(1) 最好在非生产班或临时停工进行, 在回风涉及的范围内, 机电设备应停止运转甚至切断电源, 撤出人员。

(2) 处理前, 应由救护队佩戴氧气呼吸器进入瓦斯积存区检查瓦斯浓度, 估算出瓦斯积存量, 然后再根据该区域通风能力决定排放速度。

(3) 处理工作面要由救护队和通风人员配合进行。

(4) 开动局部通风机前要检查局部通风机附近 20m 内瓦斯是否超限, 局部通风机不得发生循环风。

(5) 如果瓦斯积聚量较大, 应逐段恢复通风, 并不断检查回风流瓦斯浓度, 防止大量瓦斯突然涌出造成事故。

5. 排放风流中的瓦斯浓度控制

一般是通过限制送入独头巷道中的风量来控制排放风流中的瓦斯浓度。可采用的方法有: 在局部通风机排风侧的风筒上捆上绳索, 收紧或放松绳索控制局部通风机的排风量; 把风筒接头断开, 改变风筒接头对合空隙的大小, 调节送入的风量; 在局部通风机排风侧第一节风筒上设“三通”, 以调节送入风量等方法。

复 习 思 考 题

1. 瓦斯在煤层中的赋存状态是怎样的?
2. 煤层瓦斯含量主要受哪些因素影响?
3. 煤矿瓦斯涌出量如何测算? 影响涌出量大小的因素是什么?
4. 简述煤矿瓦斯等级的鉴定步骤。
5. 何谓煤与瓦斯突出?
6. 煤与瓦斯突出有何预兆?
7. 何谓“四位一体”防突措施?
8. 试述开采保护层的原理与注意事项。
9. 结合实例, 谈瓦斯爆炸的危害。
10. 防止煤矿瓦斯爆炸的主要措施是什么?
11. 开采层瓦斯抽放和邻近层瓦斯抽放有何不同?
12. 盲巷内瓦斯用什么方法排放?
13. 排放瓦斯时, 应注意哪些问题?

第五章 煤矿矿井粉尘防治

矿井粉尘（或简称粉尘、矿尘）是在矿山生产和建设过程中所产生的各种煤、岩微粒的总称。

煤炭生产过程中产生的粉尘叫煤尘，煤尘爆炸是煤矿的严重灾害之一。世界各国在煤矿开采过程中受到的煤尘危害是惨痛的。1906年，法国古利耶尔煤矿发生特大煤尘爆炸，死亡1099人；1917年，抚顺大山坑煤矿发生特大瓦斯煤尘爆炸，死亡917人；1942年日本侵略者统治下的本溪煤矿发生了中国历史上最严重的煤尘爆炸，死亡1594人；2005年11月27日黑龙江七台河东风煤矿发生煤尘爆炸，死亡171人。

矿井粉尘除了会造成爆炸灾害之外，对人体健康的危害也极大。工人吸入煤（岩）尘后会罹患尘肺病，不仅给患者造成痛苦，缩短其寿命，还给企业和国家造成巨大的经济损失。

第一节 矿 井 粉 尘

一、粉尘的产生及粉尘的分类

在矿山生产过程中，钻眼作业、爆破作业、掘进机及采煤机作业、顶板管理、矿物的装载及运输等各个环节都会产生大量的粉尘，既有移动尘源，也有固定尘源，分布面很广。粉尘一旦产生，便会随风流飘移，以浮游状态弥漫于整个作业空间与巷道中，然后逐渐沉积到巷道顶底板及两侧。随着采掘机械化程度的日益提高，导致粉尘的产生量也越来越大。据统计，在无防尘措施条件下，风镐落煤时的煤尘浓度一般为 $800\text{mg}/\text{m}^3$ ，炮采工作面的煤尘浓度一般达 $300 \sim 600\text{mg}/\text{m}^3$ ，而机掘机采工作面的煤尘浓度则高达 $3000 \sim 4000\text{mg}/\text{m}^3$ ，最高达 $8900\text{mg}/\text{m}^3$ 。

一般来说，在现有防尘技术措施的条件下，各生产环节产生的浮游粉尘比例大致为：采煤工作面产尘量占45%~80%；掘进工作面产尘量占20%~38%；锚喷作业点产尘量占10%~15%；运输通风巷道产尘量占5%~10%；其他作业点产尘量占2%~5%。

常用以下几种方法对粉尘进行分类：

1. 按粉尘粒径划分

- (1) 粗尘：粒径大于 $40\mu\text{m}$ ，相当于一般筛分的最小颗粒，在空气中极易沉降。
- (2) 细尘：粒径 $10 \sim 40\mu\text{m}$ ，肉眼可见，在静止空气中做加速沉降。
- (3) 微尘：粒径 $0.25 \sim 10\mu\text{m}$ ，用光学显微镜可以观察到，在静止空气中做等速沉降。
- (4) 超微尘：粒径小于 $0.25\mu\text{m}$ ，要用电子显微镜才能观察到，在空气中做扩散运动。

2. 按粉尘的存在状态划分

(1) 浮游粉尘: 悬浮于矿井内空气中的粉尘, 简称浮尘。

(2) 沉积粉尘: 从矿井内空气中沉降下来的粉尘, 简称落尘。

浮尘在空气中飞扬的时间不仅与尘粒的大小、重量、形式等有关, 还与空气的湿度、风速等参数有关。浮尘和落尘在不同环境下可以相互转化。

3. 按粉尘的粒径组成范围划分

(1) 总粉尘(全尘): 各种粒径的粉尘之和。对于煤尘, 常指粒径为 1mm 以下的尘粒。

(2) 呼吸性粉尘: 指粒径在 $7\mu\text{m}$ 以下的微细尘粒, 它能通过人体上呼吸道进入人体肺部, 是导致尘肺病的病因, 对人体危害甚大。

4. 按粉尘的成分划分

(1) 煤尘: 从采矿工程学的爆炸角度来命名, 一般指粒径为 0.75 ~ 1mm 及以下的煤炭粉尘。

(2) 岩尘: 从环境卫生学的保健角度来命名, 一般指粒径为 10 ~ $45\mu\text{m}$ 及以下的岩石粉尘。

(3) 矽尘: 一般指游离二氧化硅 (SiO_2) 含量在 10% 以上的岩石粉尘。

5. 按粉尘的化学活性划分

(1) 爆炸性粉尘: 一般指粒径小于 1mm, 呈悬浮状态, 当达到一定条件能单独爆炸、传播爆炸或参与爆炸的煤炭粉尘。

(2) 惰性粉尘: 能够减弱或阻止爆炸, 或隔绝火焰传播的矿物粉尘。

二、粉尘浓度、粒度、分散度

1. 粉尘浓度

单位体积矿内空气中所含浮尘的质量称为粉尘浓度, 单位为 mg/m^3 。

《煤矿安全规程》对井下作业场所空气中的粉尘(总粉尘、呼吸性粉尘)浓度标准作了明确规定, 见表 5-1。同时还规定煤矿企业必须按国家规定对生产性粉尘进行监测, 并遵守如下规定: 作业场所的总粉尘的浓度, 井下每月测定 2 次, 地面及露天煤矿每月测定 1 次; 呼吸性粉尘的浓度工班个体呼吸性粉尘监测, 采、掘(剥)工作面每 3 个月测定 1 次, 其他工作面 and 作业场所每 6 个月测定 1 次; 每个采样工种分 2 个班次连续采样, 1 个班次内至少采集 2 个有效样品, 先后采集的有效样品不少于 4 个。定点呼吸性粉尘监测每月测定 1 次。

表 5-1 作业场所空气中粉尘浓度控制标准

| 粉尘中游离 SiO_2 含量/% | 最高允许浓度/ ($\text{mg} \cdot \text{m}^{-3}$) | |
|---------------------------|---|-------|
| | 总 粉 尘 | 呼吸性粉尘 |
| < 10 | 10 | 3.5 |
| 10 ~ < 50 | 2 | 1 |
| 50 ~ < 80 | 2 | 0.5 |
| ≥ 80 | 2 | 0.3 |

2. 粉尘粒度

粉尘粒度是指粉尘颗粒的平均直径，单位为 μm 。

由于粉尘形状的不规则性，不同方向直径的差异性，在工程上常用显微镜下定向直径的平均值作为某组粉尘的粒径。

煤炭破碎成微细的尘粒后，由于其表面积增加，因而化学活性、溶解性和吸附能力明显增加，其动力特性是更容易悬浮于空气中。表 5-2 为在静止空气中不同粒度的尘粒从 1m 高处降落到底板所需的时间。

表 5-2 尘粒沉降时间

| 粒度/ μm | 100 | 10 | 1 | 0.5 | 0.2 |
|-------------------|-------|-----|-----|------|------|
| 沉降时间/min | 0.043 | 4.0 | 420 | 1320 | 5520 |

3. 粉尘分散度

粉尘的分散度是指粉尘整体组成中各种粒级尘粒所占的百分比。

分散度有两种表示方法：

(1) 重量百分比：各粒级尘粒的重量占尘粒总重量的百分比称为重量分散度；

(2) 数量百分比：各粒级尘粒的颗粒数占尘粒总颗粒数的百分比称为数量分散度。

粒级的划分是根据粒度大小和测试目的确定的，我国工矿企业将粉尘粒级划分为 4 级：小于 $2\mu\text{m}$ 、 $2 \sim 5\mu\text{m}$ 、 $5 \sim 10\mu\text{m}$ 和大于 $10\mu\text{m}$ 。粉尘分散度是衡量粉尘颗粒大小构成的 1 个重要指标，是研究粉尘性质与危害的一个重要参数。粉尘组成中，小颗粒占比例大，称为分散度高，分散度越高对人体危害越大。《煤矿安全规程》规定，粉尘分散度，每 6 个月测定 1 次。

三、粉尘的性质

1. 粉尘中游离 SiO_2 含量

SiO_2 是地球上最常见的氧化物，是许多种岩石和矿物的重要组成部分。它有两种存在状态，一种是结合状态的 SiO_2 ，即硅酸盐矿物，如长石、石棉、高岭土、滑石等；另一种是游离状态的 SiO_2 ，主要是石英，在自然界中分布很广。粉尘中的游离 SiO_2 的含量越高，对人体危害越大。

许多矿岩都含有游离 SiO_2 ，煤系地层由于沉积环境不同、岩性不同，其游离 SiO_2 含量也不同。如煤矿中常见的页岩、砂岩、砾岩和石灰岩等岩石中游离 SiO_2 含量在 10% ~ 80%，通常多在 20% ~ 50%，煤尘中游离 SiO_2 含量一般不超过 5%，无烟煤高于烟煤。

《煤矿安全规程》规定：粉尘中游离 SiO_2 含量，每 6 个月测定 1 次，在变更工作面时也必须测定 1 次；各接尘作业场所每次测定的有效样品数不得少于 3 个。

2. 粉尘的凝聚与附着

一般把尘粒间互相结合形成一个新的大尘粒的现象叫做凝聚，尘粒和其他物体结合的现象叫做附着。

粉尘的凝聚与附着是在粒子间距离非常近时，由于分子间引力的作用而产生的。尘粒

间距离较大时,需要有外力作用使尘粒碰撞、接触,促进其凝聚和附着。这些外力有:粒子热运动(布朗运动)、静电力、超声波、紊流脉动速度等。

粉尘的凝聚有利于对它捕集分离。

3. 粉尘的电性质

自然界中的粉尘,通常都带有电荷,使粉尘带有电荷的原因有很多,有粒子间撞击、天然辐射、物料破碎时摩擦、电晕放电等,且粉尘的正负电荷几乎相等,因而悬浮于空气中的粉尘整体呈电中性。粉尘荷电量的大小取决于粉尘的化学成分、与其接触的物质以及环境因素。如高温可使带电量增加,高湿则使带电量减少。通常在干燥空气中,粉尘表面的最大荷电量约为 $2.7 \times 10^{-9} \text{C/cm}^2$,而粉尘由于自然产生的电量仅为最大荷电量的很小一部分。一般而言,非金属粉尘与酸性氧化物(如二氧化硅、三氧化二铝等)常带正电荷;金属粉尘和碱性氧化物则带负电荷,异性荷电尘粒因相互吸引、粘着、凝结,增大了尺寸而加速沉降;同性荷电尘粒由于排斥作用增加了飘浮于空气中的相对稳定性。美国亚利桑那大学研究表明,呼吸性粉尘($3\mu\text{m}$ 以下)一般带负电,大颗粒粉尘带正电或呈电中性。研究粉尘带电性质,可利用其特性研制电防设备。

通过含尘气流的光的强度减弱程度与粉尘的透明度和形状有关,但主要取决于粉尘粒子的大小及浓度。尘粒粒径大于光波波长和小于光波波长对光的反射和折射作用也是不相同的。

4. 粉尘(指煤尘等可燃性尘)的自然性和爆炸性

当煤等可燃性物料被研磨成粉料时,表面的自由能增加,从而提高了粉尘的化学活性,特别是提高了氧化产热的能力,这种情况在一定条件下会转化为燃烧状态。粉尘的自然是由于粉尘氧化产生的热量不能及时散发,使氧化反应自动加速所造成的。

各类可燃性粉尘的自然温度相差很大。根据不同的自然温度可将可燃性粉尘分成两类。第一类粉尘的自然温度高于周围环境的温度,因而只能在加热时才能引起燃烧;第二类粉尘的自然温度低于周围空间的温度,在不加热时都可能引起自燃,这种粉尘造成火灾的危险性最大。在封闭或半封闭空间内(包括矿井各种巷道)可燃性悬浮粉尘燃烧导致的化学爆炸的粉尘最低浓度和最高浓度称为爆炸的下限和上限,处于上下限浓度之间的粉尘都具有爆炸危险性。在封闭或半封闭空间内低于爆炸浓度下限或高于爆炸浓度上限的粉尘虽然不能爆炸,但是可以燃烧,因此也是不安全的。

四、粉尘的检测

粉尘检测是煤矿防尘日常工作的基本内容。粉尘检测的目的是检测防尘降尘措施的有效性,评价作业环境粉尘污染程度、煤尘爆炸危险性和作业人员受尘害状况,为进一步采取有效的防尘措施、搞好防尘工作提供科学依据。

(一) 粉尘浓度及控制标准

粉尘浓度的一般意义是指单位含尘空气体积中所含有的粉尘质量, mg/m^3 。

全尘浓度是指单位体积空气中含有的全部粉尘质量。全尘采样器采样时对粒径没有分级要求,但所采集到的粉尘在显微镜下观察,其粒径一般小于 $30\mu\text{m}$ 。全尘的意义是悬浮于空气当中、可进入人体呼吸道的各种粒度直径的粉尘。

呼吸性粉尘浓度是指空气中含有的、能进入人体肺泡区的粉尘浓度。

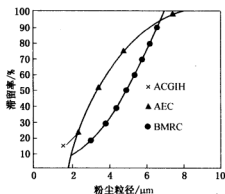


图 5-1 采样器采样效率曲线

使用的采样器采样效率曲线, 采集粉尘空气动力学直径均在 $10\mu\text{m}$ 以下, 而且小于或等于 $3.5\mu\text{m}$ 尘粒的捕获率达 50%。

1968 年美国政府工业卫生学会 (ACGIH) 采纳了 AEC 的分离粒子曲线, 并进一步改进, 将空气动力学直径小于或等于 $2\mu\text{m}$ 粉尘的采集效率提高为 90%。

我国煤矿应用的呼吸性粉尘采样器对粉尘的分离性能要求符合 BMRC 采样效率曲线。

目前测量呼吸性粉尘浓度的方法有两种: 第一种是测量作业场所的呼吸性粉尘浓度; 第二种是测量作业人员吸入的呼吸性粉尘浓度。相应的, 呼吸性粉尘浓度分为作业场所空气中的呼吸性粉尘浓度和呼吸性粉尘接触浓度。前者是将呼吸性粉尘采样器置于作业场中某一固定地点测得的呼吸性粉尘浓度, 后者则是测量人员将个体呼吸性粉尘采样器挂置于其身体的呼吸范围内测得一个工班作业时间内呼吸性粉尘的平均浓度。

作业场所的全尘浓度和呼吸性粉尘浓度控制标准见表 5-1, 但呼吸性粉尘接触浓度没有国家控制标准可供执行, 前劳动部标准 LD 39—1992 和 LD 41—1992 的规定是实际执行标准文件, 控制标准见表 5-3。

表 5-3 呼吸性粉尘接触浓度控制标准

| 粉尘中游离 SiO_2 含量/% | 最高允许浓度/ ($\text{mg} \cdot \text{m}^{-3}$) | |
|---------------------------|---|-----|
| | 煤 尘 | 岩 尘 |
| ≤ 5 | 6 | 4 |
| $> 5 \sim 10$ | | 3 |
| $> 10 \sim 20$ | | 2 |
| $> 20 \sim 30$ | | 1.3 |
| $> 30 \sim 40$ | | 1.0 |
| $> 40 \sim 50$ | | 0.7 |
| > 50 | | 0.5 |

(二) 粉尘浓度检测方法与技术

国家或部级标准文件在规定每一种粉尘浓度控制标准的同时都规定有相应的粉尘浓度

标准测定方法,有些标准还规定了所用粉尘测定仪器的标准技术条件,这些规定都要求强制执行。

1. 浓度检测方法

1) 作业场所空气中全尘浓度检测

作业场所全尘浓度检测方法执行国家标准 GB 5748—1985,该标准规定了作业场所全尘浓度检测的基本方法为滤膜采样法,其原理是用符合标准技术条件的采样器抽取一定体积的含尘空气,将粉尘阻留在已知质量的滤膜上,由采样后滤膜的增重和采样空气量求出单位体积空气中的粉尘质量。采样仪器必须符合有关标准技术条件,且必须经过国家技术监督局授权部门检验。

滤膜采样法是全尘浓度检测的基本方法,GB 5748—1985 允许采用其他方法(如采用直读测尘仪)测尘,但需以滤膜采样法为基准。用滤膜采样法测定值进行其他仪器的标定时,其误差不应大于滤膜采样法测定误差。

测尘时采样点的选定以能代表粉尘对人体健康的危害为原则。考虑粉尘产生源在空间和时间上的扩散规律,以及工人接触粉尘情况的代表性,测定点应根据工艺流程和工人操作方法而确定。

(1) 在生产作业地点较固定时,应在工人经常操作和停留的地点采集工人呼吸带水平的粉尘,距地面的高度应随工人生产时的具体位置而定,例如在站立生产时,可在距地面 1.5m 左右尽量靠近工人呼吸带进行采样。坐位、蹲位工作时,应适当放低。

为了测得作业场所的粉尘平均浓度,应在作业范围内选择若干点(尽可能均匀分布)进行测定,求得其算术或几何平均值和标准差。

(2) 在生产作业不固定时,应在接触粉尘浓度较高的地点、接触粉尘时间较长的地点和工人集中的地点分别进行采样。

(3) 在有风流影响的作业场所,应在产生点的下风侧或回风侧粉尘扩散较均匀的地段的呼吸带进行粉尘浓度的测定。

原煤炭工业部在 MT 79—1984 标准中详细规定了煤矿井下测尘点的布置位置,是可操作性强的执行标准,测尘前应认真学习。

2) 作业场所呼吸性粉尘浓度测定

作业场所呼吸性粉尘浓度标准 GB 16248—1996 在其附录中规定的呼吸性粉尘检测的基本方法是:使用具有呼吸性粉尘与非呼吸性粉尘分级功能的采样器抽取一定体积的含尘空气,通过采样头时较大的粉尘粒子冲击、粘结在已知质量、涂有粘性油(或粘着剂)的冲击采样板上,呼吸性粉尘则透过冲击采样板到达滤膜,并为其所捕集(这部分粉尘实际上是人体呼吸时吸入肺泡区粉尘量的模拟);由采样后冲击采样板及滤膜的增量和采样空气体积计算出作业场所单位体积空气中呼吸性粉尘的浓度(mg/m^3)。粉尘采样器的分级效能必须符合 BMRC 曲线。GB 16248 允许采用其他方法进行检测,但采用其他方法时,呼吸性粉尘的采样性能必须符合该标准的要求,而且实用中应以滤膜采样法测定数据进行校正,其误差不能大于滤膜采样法测定结果。

3) 呼吸性粉尘接触浓度检测

前劳动部颁布标准 LD 38—1992 规定了呼吸性粉尘接触浓度的测量方法。本标准中规定的测量方法为:选择有代表性作业人员佩戴个体呼吸性粉尘采样器进行滤膜采样法测定

作业人员接触浓度,取数名工人从进入工作场所至工作结束离开工作场所一个工作班测得的呼吸性粉尘接触浓度的算术平均值作为工人群的粉尘接触浓度。工人随身佩戴仪器的采样流量为 $2\text{L}/\text{min}$ 。该法能客观的反映工人接触粉尘的实际水平。采用的呼吸性粉尘采样器对粉尘的分级性能必须符合BMRC曲线。LD 38—1992不允许采用其他测尘方法(如直读仪器)测量呼吸性粉尘接触浓度。

2. 浓度监测技术与检测仪器

1) 滤膜计重采样器

滤膜计重采样法是检测作业场所全尘浓度、呼吸性粉尘浓度和作业人员呼吸性粉尘接触浓度的基本方法。采用这种方法的粉尘采样器的工作原理如图5-2所示。

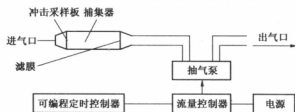


图5-2 滤膜采样器原理

图5-2中冲击采样板的作用是用惯性冲击原理将非呼吸性粉尘从全尘中分离出来,它称为冲击式淘析器。另外,还可以用平行板式、旋风式、向心式淘析器制成不同类型的呼吸性粉尘采样器。

在我国,这类采样器主要有煤炭科学研究总院重庆分院的AZF-02粉尘采样器、北京凌天的AKFC-92A型矿用粉尘采样器等。

采样器外观如图5-3所示。

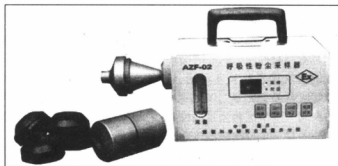


图5-3 AZF-02呼吸性粉尘采样器

(1) AZF-02呼吸性粉尘采样器。该仪器适用于煤矿及其他粉尘作业环境中进行短时段大流量粉尘采样,可以测定全尘浓度和呼吸性粉尘浓度。呼吸性粉尘的分离效能符合

“BMRC”国际标准曲线的要求,能准确地反映作业环境中某一时间段的全尘浓度和呼吸性粉尘浓度,为正确评价作业场所的卫生状况和矿山粉尘管理提供可靠数据。

(2) AKFC-92A型矿用粉尘采样器。该粉尘采样器由高性能吸气泵、自动时间控制电路、流量调节电路、自动反馈恒流电路、欠压保护报警电路、安全电源等组成,还配有多种粉尘淘析器。其中用于测定总粉尘浓度的全尘淘析器,能一次采集兼得呼吸性和非呼吸性二种粉尘样本,其分离效率达到国际公认的“BMRC”曲线标准,是一种较为可靠实用的粉尘前级分离装置。该仪器采用ibI(150℃)等级本质安全型防爆结构,特别适用于煤矿井下及其他含有爆炸危险性气体的作业场所。

2) 直读式测尘仪

采用直读式测尘仪器测定粉尘浓度,有关标准规定测尘结果须以滤膜采样法为基准。由于传感器技术限制,目前世界各国生产的直读测尘仪器均不能使测尘误差小于25%。尽管如此,煤矿日常工作中仍然可用这种仪器快速取得粉尘浓度参考值。快速准确直读仪器的研究与开发是世界各国业界的研究热点,因此,有必要了解直读测尘仪器的原理和发展趋势。

(1) 光吸收粉尘浓度测定仪。这种测尘仪也称为光电测尘仪器。其原理如图5-4所示,是利用仪器的薄膜泵抽取一定体积的含尘空气送到滤纸上,然后将通过滤纸吸尘前后的光通量变化转换为电信号输出,指示出含尘空气中粉尘浓度的含量。在我国,利用光吸收原理制成的直读粉尘浓度测定仪有全尘和呼吸性粉尘测定仪两种,均用于测定作业场所的粉尘浓度状况。

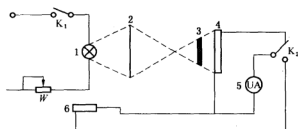
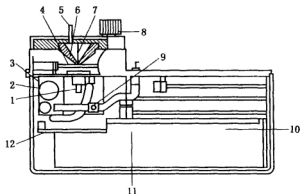


图5-4 光吸收粉尘浓度测定仪原理

1—光源; 2—透镜; 3—滤纸; 4—光敏电阻; 5—电流表; 6—可变电阻

(2) 光散射粉尘浓度测定仪。当光线通过含尘气体时,粉尘粒子的表面对光线产生散射作用,气体中粉尘浓度不同,散射光在接收屏上按不同角度形成不同的强度分布。根据接收屏上光强分布的不同可测知气体中的粉尘浓度。与光吸收测尘仪类似,光散射测尘仪器也只用于测定作业场所的粉尘浓度状况。

(3) β 射线测尘仪。它是利用测尘仪本身所具有的采样功能,以滤膜采集粉尘试样,然后旋转滤膜以提供空白滤膜,结构如图5-5所示。其原理是:当 β 射线源发出的 β 射线穿过粉尘时,一部分 β 射线被粉尘吸收,未被吸收的 β 射线由 β 射线测定仪测出,由此可算出被吸收的 β 射线强度。根据 β 射线强度的变化而得出粉尘质量,以数字直接显示呼吸性粉尘或总粉尘浓度。

图 5-5 β 射线测尘仪结构示意图

1— β 探测器；2—气泵；3—分流室；4—分度盘；5—入口；6—冲击器嘴；7—放射源；
8—分度盘步进按钮；9—流量阀；10—电池部分；11—探测器高压电源；12—电压调节板

(三) 粉尘的分散度测定

粉尘对人体健康的危害，既取决于其化学组成、浓度等因素，也与粉尘粒子的大小有密切关系。因此，对作业场所的粉尘作卫生学评价时，粉尘分散度测定是一项必不可少的内容。

我国与煤矿粉尘有关的现行标准中，有三项标准规定了粉尘分散度的测量方法，分别是 GB 5748—1985、MT 79—1984、MT 422—1996。其中前两个标准规定的测定方法为显微镜法；后一个标准规定的是质量法。下面简介显微镜计数法测定粉尘分散度的方法步骤。

1. 滤膜涂片

将取样后的含尘滤膜放于磁坩埚或其他小器皿中，加 1~2mL 碳酸丁酯溶液，使滤膜溶解，制成均匀的粉尘混悬液。用吸管吸取混悬液，加一滴于玻璃载物片的一端，再用另一玻璃片先将液滴左右移动数次，然后与载物玻片成 45°向前推片制成样品，1min 后，形成透明薄膜，即可用显微镜观测。

2. 显微镜观测

将准备好的样品放于载物台进行观测。观测方法常用的有两种，一是在一固定视野内测量所有尘粒，但尘粒过密时容易混杂。另一种是以目镜刻度尺为基准，凡是在刻度尺范围内的即计测，然后向一个方向移动样品，继续计测，如图 5-6 所示。

观测时对尘粒不应有选择，每一样品计测 200 粒以上。

3. 计算分散度

计算各粒级范围内的粒子个数占总粉尘粒子数的百分比，即可得出粉尘的数量分散度。

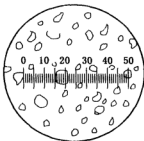


图 5-6 粒径测定示意图

第二节 矿井粉尘的危害

井下粉尘具有严重的危害性,表现在以下几个方面:

(1) 污染工作场所,危害人体健康,引起职业病。

工人长期吸入粉尘后,轻者会患呼吸道炎症、皮肤病,重者会患尘肺病,而尘肺病引发矿工致残和死亡人数在国内外都十分惊人。据我国某矿务局统计,尘肺病的死亡人数为工伤事故死亡人数的6倍;联邦德国煤矿死于尘肺病的人数比工伤事故死亡人数大10倍。

(2) 某些粉尘(如煤尘、硫化尘)在一定条件下可以爆炸。

煤尘能够在完全没有瓦斯存在的情况下爆炸,对于瓦斯矿井,煤尘则有可能参与瓦斯同时爆炸。煤尘或瓦斯煤尘爆炸,都将给矿山带来严重灾害。

(3) 加速机械磨损,缩短精密仪器使用寿命。

随着矿山机械化、电气化、自动化程度的提高,粉尘对设备性能及其使用寿命的影响将会越来越突出,应引起高度的重视。

(4) 降低工作场所能见度,增加工伤事故的发生。

在某些综采工作面割煤时,工作面煤尘浓度高达 $4000 \sim 8000 \text{ mg/m}^3$,有的甚至更高,这种情况下,工作面能见度极低,往往会导致误操作,造成人员的意外伤亡。

一、尘肺病

1. 尘肺病的分类

(1) 硅肺病(矽肺病)。由于吸入含游离 SiO_2 含量较高的岩尘而引起的尘肺病称为硅肺病。患者多为长期从事岩巷掘进的矿工。

(2) 煤硅肺病(煤矽肺)。由于同时吸入煤尘和含游离 SiO_2 的岩尘所引起的尘肺病称为煤硅肺病。患者多为岩巷掘进和采煤的混合工种矿工。

(3) 煤肺病。由于大量吸入煤尘而引起的尘肺病多属煤肺病。患者多为长期在煤矿中从事采煤和煤巷掘进工作的矿工。

上述3种尘肺病中最危险的是硅肺病。其发病工龄最短(一般在10年左右,在游离 SiO_2 含量高的作业区工作也有1~2年就发病的)病情发展快,危害严重。煤肺病的发病工龄一般为20~30年,煤硅肺病介于两者之间但接近后者。我国煤矿的尘肺病中以煤硅肺病比重最大,约占80%左右,单纯的硅肺、煤肺病较少。

2. 尘肺病的发病机理

粉尘中的游离 SiO_2 是硅肺病发病的最主要原因。试验和研究证明,新鲜的二氧化硅粉尘,表面活性很强,吞噬了硅尘的吞噬细胞,使吞噬细胞崩解死亡。从免疫因素角度看,吞噬细胞吞噬异物后,在细胞体内形成吞噬体,细胞内的初级溶酶体与吞噬体结合成次级溶酶体,次级溶酶体中的各种水解酶能消化外来异物,未消化完全的物质成为残余体暂保留在细胞内或被排出细胞外。如果肺内进入了游离 SiO_2 粉尘,则含尘细胞在其毒性作用下往往很快崩解死亡,从崩解逸出的硅尘,可再由被具有活力的吞噬细胞吞噬,这个过程可反复进行。所以在含游离 SiO_2 粉尘的作业环境下,除肾脏的防卫功能受到破坏外,大量的死亡含尘细胞堆积,在肺部形成疤痕组织即硅肺病。

煤肺病的发病原理,大体上是由于煤尘过量在肺内各部位的聚集和堆积,随着时间进展,网状纤维增生,并可能有胶原纤维增生,最终形成煤尘纤维化即煤肺病。

3. 影响尘肺病的发病因素

(1) 粉尘的成分。能够引起肺部纤维病变的粉尘,多半含有游离 SiO_2 , 其含量越高,发病工龄越短,病变的发展程度也越快。如吸入游离 SiO_2 含量 70% 以上的粉尘时,肺部往往形成以结节为主的弥漫性纤维化,且病情发展快、易融合;如粉尘中游离 SiO_2 含量低于 10%, 则肺内病变以间质性为主,发展慢且不易融合。

(2) 粉尘粒度及分散度。尘肺病变主要是发生在肺脏的最基本单元即肺泡内。粉尘粒度不同,对人体的危害性也不同。 $5\mu\text{m}$ 以上的粉尘对尘肺病的发生影响不大; $5\mu\text{m}$ 以下的粉尘可以进入下呼吸道并沉积在肺泡中,最危险的粒度是 $2\mu\text{m}$ 左右的粉尘;粒径 $0.5\mu\text{m}$ 以下的尘粒,因重力极小,在空气中随气体分子运动可随呼气排出。各国大量的分析研究总结出尘粒大小对健康损害的程度为:空气动力学直径为 $1\mu\text{m}$ 的尘粒对人体有 100% 的危害;空气动力学直径为 $5\mu\text{m}$ 的尘粒对人体有 50% 的危害;空气动力学直径为 $7\mu\text{m}$ 以上的尘粒对人体本身没有危害。

(3) 粉尘浓度。尘肺病的发生和进入肺部的粉尘量有直接的关系,也就是说,尘肺病的发病工龄和作业场所的粉尘浓度成正比。

(4) 个体方面的因素。粉尘引起尘肺病是通过人体进行的,所以人的机体条件,如年龄、营养、健康状况、生活习性、卫生条件等,对尘肺病的发生、发展有一定的影响。

二、煤尘爆炸

(一) 煤尘爆炸的机理、特性和条件

1. 煤尘爆炸的机理

煤尘的燃烧和爆炸实际上是煤尘及其释放的可燃性气体的燃烧和爆炸,它的氧化反应主要是在气相内进行的。因此煤尘爆炸与瓦斯爆炸具有相似之处。但因在固体煤粒表面也有氧化燃烧作用发生,所以煤尘爆炸又有其独特之处。一般认为煤尘爆炸机理及过程如图 5-7 所示。



图 5-7 煤尘爆炸机理示意图

煤本身是可燃物质,当它以粉末状态存在时,总表面积显著增加,当它悬浮于空气中,吸氧和被氧化的能力大大增强,一旦遇见火源,悬浮的煤尘单位时间内能吸收更多的热量。

当温度达到 $300 \sim 400^{\circ}\text{C}$ 时,煤的干馏现象急剧增强,放出大量的可燃性气体,主要成分为甲烷、乙烷、丙烷、丁烷、氢和 1% 左右的其他碳氢化合物(如挥发分含量在 20% ~

26%的1kg的焦煤受热后可产生290~350L的可燃气体)。这些可燃性气体积聚于尘粒周围,形成气体外壳,当这个外壳内的气体达到一定浓度并吸收一定能量后,链反应过程开始,游离基迅速增加,就发生了尘粒的闪燃。闪燃的尘粒被氧化放出的热量,以分子传导和火焰辐射的方式传递给周围的尘粒,并使之参与链反应,反应速度急剧增加,燃烧循环地继续下去。由于燃烧产物的迅速膨胀而在火焰波波阵面前方形成压缩波,压缩波在不断压缩的介质中传播时,后波可以赶上前波。这些单波叠加的结果,使火焰面前方气体的压力逐渐增高,因而引起了火焰传播的自动加速。当火焰速度达到每秒数百米以后,煤尘的燃烧便在一一定的临界条件下跳跃式地转变为爆炸。

这个过程是瞬间的,在煤尘爆炸地点发生激烈的化学反应,空气受热膨胀形成负压区,其负压值可达49kPa,造成逆向冲击波,如果爆炸地点仍有煤尘瓦斯时可发生第二次爆炸。该地点爆炸力正反向交错,支架和物料设备移动方向紊乱,这是判明二次爆炸的重要依据。

图5-7展示了煤尘爆炸的链式反应过程,图5-8则形象地展示了一起煤尘爆炸事故的形成过程。从这两个图中可以发现两个基本事实:第一,煤尘爆炸有一个启动过程,客观上为扑灭煤尘爆炸提供了时间;第二,煤尘爆炸除了煤尘的因素以外,环境条件对爆炸事故的形成、破坏特征与破坏后果有很大的作用。

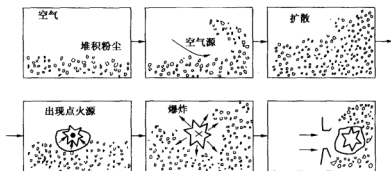


图5-8 煤尘爆炸事故形成过程

2. 煤尘爆炸的特征和危害

煤尘爆炸可呈现“三高多”的特点,即高温、高速、高压,产生大量一氧化碳。具体是:

1) 形成高温、高压、冲击波

煤尘爆炸火焰温度为1600~1900℃,爆源的温度达到2000℃以上,这是煤尘爆炸得以自动传播的条件之一。在矿井条件下煤尘爆炸的平均理论压力为736kPa,但爆炸压力随着离开爆源距离的延长而跳跃式增大。爆炸过程中如遇障碍物、巷道拐弯、巷道断面突然缩小,压力将进一步增加,尤其是连续爆炸时,后一次爆炸的理论压力将是前一次的5~7倍。只要巷道中有煤尘,这种爆炸就会不停地向前发展,一直传播到没有煤尘的地点为止。对发生煤尘爆炸事故的矿井调查表明,一般距爆源10~30m以内的地点,破坏较

轻,离爆源越远,破坏越严重。美国乔治拉伊斯的巷道实验结果是:在有大量煤尘沉积的巷道内发生煤尘爆炸后,距爆源 106m 时压力为 434kPa,距爆源 228m 时压力为 821kPa。因此煤尘爆炸呈现离爆源越远破坏越严重的特点。国外实验测得爆炸压力高达 1863kPa,甚至将抗压强度为 3924kPa 钢板巷道爆坏,并把钢板抛出 150m。煤尘爆炸产生的火焰速度可达 1120m/s,冲击波速度可达 2340m/s。

2) 煤尘爆炸具有连续性

煤尘爆炸和瓦斯爆炸一样,都伴随有两种冲击:进程(正向)冲击——在高温作用下爆炸气体及空气向外扩张;回程(反向)冲击——发生爆炸地点空气受热膨胀,密度减小,加之爆炸生成的一部分水蒸气迅速凝聚,瞬时形成负压区。在气压差作用下,空气向爆源逆流,形成回程冲击。若该区内仍存在着可以爆炸的煤尘和热源,就会因补给新鲜空气而发生第二次爆炸。1942 年,抚顺龙凤矿一昼夜煤尘爆炸 43 次,空气中氧气浓度只有 6%~8%,二氧化碳和一氧化碳浓度分别达到 4%~8% 和 2%~4%。

由于煤尘爆炸具有很高的冲击波速,能将巷道中落尘扬起,甚至使煤体破碎形成新的煤尘,因而当落后于冲击波的火焰到达时,导致新的爆炸。有时可如此反复多次,形成连续爆炸,这是煤尘爆炸的重要特征。

3) 煤尘爆炸的感应期

煤尘爆炸也有一个感应期,即煤尘受热分解产生足够数量的可燃气体形成爆炸所需的时间。根据试验,煤尘爆炸的感应期主要决定于煤的挥发分含量,一般为 40~280ms,挥发分越高,感应期越短。

4) 挥发分减少或形成“粘焦”

煤尘爆炸时,参与反应的挥发分约占煤尘挥发分含量的 40%~70%,致使煤尘挥发分减少,根据这一特征,可以判断煤尘是否参与了井下的爆炸。粘结性煤尘(气煤、肥煤及焦煤的煤尘)可产生焦炭皮渣与粘块(统称“粘焦”),粘附在支架和巷道壁上,这一点是区别瓦斯爆炸和煤尘爆炸或是否有煤尘参与爆炸的重要标志,如图 5-9 所示。

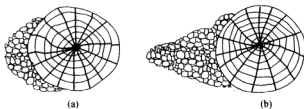


图 5-9 粘焦示意图

a—焦炭皮渣; b—粘块

皮渣是一种烧焦到某种程度的煤尘集合体,其形状通常为椭圆形;而粘块是属于完全未受到焦化作用的煤尘的集合体,其断面形状通常为三角形。“粘焦”也是判断井下发生爆炸事故时是否有煤尘参与的重要依据,同时还是寻找爆源及判断煤尘爆炸强弱程度的依据。粘焦的形状和粘着位置与爆炸特征密切相关。

皮渣和粘块粘在支柱两侧,而迎风侧较密,且多呈椭圆形,表明火焰与爆风传播速度

较慢,为弱爆炸;皮渣和粘块粘在支柱迎风侧,且多呈三角形,表明火焰与爆风传播速度较快,为中等强度爆炸;皮渣与粘块粘在支柱背风侧,而在迎风侧有燃烧的痕迹,则表明火焰与爆风传播速度极快,为强爆炸。

5) 产生大量的 CO

煤尘爆炸时产生的 CO,在灾区气体中的浓度可达 2%~3%,甚至高达 8%左右。爆炸事故中受害者的大多数(70%~80%)是由于 CO 中毒造成的。例如 1910 年,英国黑里顿煤矿发生煤尘爆炸,并引起瓦斯爆炸事故,死亡 346 人,其中 287 人死于 CO 中毒。煤尘爆炸时 CO 明显增多,是因为发生不完全燃烧所致。根据对爆炸后气体的分析,计算出碳(C)/氢(H)比,就可以确定爆炸物质是气体还是煤尘。瓦斯爆炸时的 C/H 比值为 2.3~2.8,煤尘爆炸时为 3~16。煤尘爆炸传播过程中,由于煤尘粒子的热变质和干馏作用,除产生 CO、CO₂(富氧时)、CH₄和 H₂以外,还产生干馏气体,并含有毒气体,如氢氰酸(HCN)。

煤尘爆炸的危害性极大:能够摧毁整个矿井、井巷、采煤工作面,导致大面积顶板垮塌冒落,压埋井下作业人员,堵塞通风;能够将设备损坏,把支柱设备、煤石块吹起撞击,导致井下作业人员死亡,爆炸波能使矿工粉身碎骨;爆炸波还能够通过井筒,冲击破坏与井筒连接的地面厂房,造成作业人员伤亡;煤尘爆炸火焰还能引起井下可燃物着火,引起局部积存的瓦斯爆炸,造成事故扩大;煤尘爆炸产生的 CO 随逆转的风流进入全矿井的所有地点,致使井下作业人员 CO 中毒死亡。

(二) 煤尘爆炸的条件

煤尘爆炸必须同时具备 3 个条件:煤尘本身具有爆炸性;煤尘必须悬浮于空气中,并达到一定的浓度;存在能引燃煤尘爆炸的高温热源。

1. 煤尘的爆炸性

煤尘具有爆炸性是煤尘爆炸的必要条件。煤尘是否具有爆炸性必须经有资质的鉴定单位鉴定。《煤矿安全规程》规定:新矿井的地质精查报告中,必须有所有煤层的煤尘爆炸性鉴定材料。生产矿井每延深一个新水平,应进行 1 次煤尘爆炸性试验工作。煤尘的爆炸性应由国家授权单位进行鉴定,鉴定结果必须报煤矿安全监察机构备案。煤矿企业应根据鉴定结果采取相应的安全措施。

煤尘爆炸性的鉴定方法有两种:一种是在大型煤尘爆炸试验巷道中进行,这种方法比较准确可靠,但工作繁重复杂,所以一般作为标准鉴定用;另一种是在实验室内使用大管状煤尘爆炸性鉴定仪进行,方法简便,目前多采用这种方法。

(1) 对煤尘爆炸性的鉴定和评价要求先对试验煤样进行工业分析,求出可燃挥发分含量,对煤尘的爆炸性做出初步评价;再经爆炸性鉴定,对煤尘的爆炸性得出定性结论。

工业分析法是通过计算煤尘爆炸指数 V^* 来确定煤尘爆炸性,其值为:

$$V^* = \frac{V^a}{100 - A^a - W^a} \times 100\% \quad (5-1)$$

式中 V^a ——工业分析的挥发分,%;

A^a ——工业分析的灰分,%;

W^a ——工业分析的水分,%。

表 5-4 煤尘爆炸指数 V' 与
煤尘爆炸性之间的关系

| 煤尘爆炸指数 V' | 煤尘爆炸性 |
|-------------|-------|
| < 10% | 一般不爆炸 |
| 10% ~ 15% | 较弱 |
| 15% ~ 28% | 较强 |
| 28% 以上 | 强烈 |

煤尘爆炸指数 V' 与煤尘爆炸性一般存在表 5-4 所示的关系。

值得注意的是, 煤的组成成分非常复杂, 同类煤的挥发分成分及其含量也不一样, 所以挥发分含量不能作为判断煤尘有无爆炸危险的唯一依据。如四川松藻二井 $V' = 15.92\%$, 但无煤尘爆炸危险; 而萍乡青山矿 V' 小于 10%, 却有爆炸危险。

(2) 在实验室内使用大管状煤尘爆炸性鉴定仪进行鉴定。该仪器如图 5-10 所示。

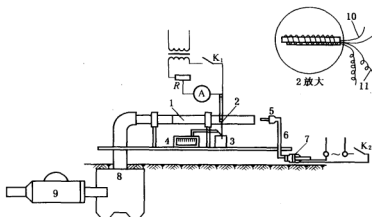


图 5-10 实验室大管状煤尘爆炸性鉴定仪示意图

1—燃烧管; 2—铂丝加热器; 3—冷藏瓶; 4—高温计; 5—试料管; 6—导气管;
7—电磁气筒; 8—煤尘箱; 9—吸尘器; 10—铂铑热电偶; 11—铂丝

试验程序: 将煤样经粉碎后全部通过 $75\mu\text{m}$ 筛孔, 并在 105°C 温度烘干 2h, 取 1g 尘样放在试料管内, 同时将加热器升温, 当温度升到 1100°C 以后, 开动电磁打气筒, 活塞动作使煤尘试样呈云雾状喷入燃烧管内, 同时观察大管内煤尘燃烧状态, 最后开动小风机排除烟尘。

煤尘通过燃烧管内的加热器时, 可能出现下列现象: ①只出现稀少的火星或根本没有火星。②火焰向加热器两侧以连续或不连续的形式在尘雾中缓慢地蔓延。③火焰极快地蔓延, 甚至冲出燃烧管外, 有时还会听到爆炸声。同一试样应重复进行 5 次试验, 其中只要有一次出现燃烧火焰, 就定为爆炸危险煤尘。在 5 次试验中都没有出现火焰或只出现稀少火星, 必须重作 5 次试验, 如果仍然如此, 定为无爆炸危险煤尘。在重作的试验中, 只要有一次出现燃烧火焰, 仍应定为爆炸危险煤尘。

对有爆炸危险的煤尘, 还可进行预防煤尘爆炸所需岩粉量的测定。具体做法是将岩粉按比例和煤尘均匀混合, 用上述方法测定它的爆炸性, 直到混合粉尘由出现火焰刚转入不再出现火焰, 此时的岩粉比例, 即为最低岩粉用量的百分比。

矿井中只要有一个煤层的煤尘有爆炸危险,该矿井就应定为有煤尘爆炸危险的矿井。根据煤尘爆炸性试验,我国有90%的矿井属于开采有煤尘爆炸危险的矿井。

2. 悬浮煤尘的浓度

直径1mm以下的煤尘都能参与爆炸。井下空气中只有悬浮的煤尘达到一定浓度,形成分布均匀、浓度适宜的“煤尘云”时,才可能引起爆炸。煤尘的浓度较低,尘粒与尘粒之间的间距较大,煤尘被氧化所放出的可燃气体较少,达不到遇火燃烧的浓度。在这种情况下即使遇有合适外界条件也不会发生爆炸。另外,煤尘的浓度低,煤尘被氧化所产生的热量很快被周围介质吸收,由于热量的迅速散失使氧化速度降低,因此,煤尘放出可燃气体的速度下降,放出的可燃气体很快被风流带走,因而不会发生爆炸。如果煤尘的浓度过高,尘粒与尘粒之间的距离过小,煤尘将大量吸收热量,热量过快地散失自然也不会形成爆炸,同时煤尘浓度过高也会相对降低空气中氧的浓度。氧气的浓度降低一方面会使煤尘的氧化受到影响;另一方面缺氧可燃气体遇火也不会燃烧。所以,煤尘的浓度过高也不会发生煤尘爆炸。

单位体积空气中能够发生煤尘爆炸的最低和最高煤尘量称为煤尘爆炸下限浓度和上限浓度。低于下限浓度或高于上限浓度的“煤尘云”都不会发生爆炸。由于实验煤样和实验条件的不同,测得爆炸浓度的下限和上限浓度也不同。我国下限浓度为 $45\text{g}/\text{m}^3$,前苏联为 $30\sim 50\text{g}/\text{m}^3$,波兰为 $30\text{g}/\text{m}^3$,德国为 $28\text{g}/\text{m}^3$,美国为 $32\text{g}/\text{m}^3$,英国为 $50\text{g}/\text{m}^3$,法国为 $23\text{g}/\text{m}^3$,日本为 $48\text{g}/\text{m}^3$ 。爆炸最强的浓度为 $300\sim 400\text{g}/\text{m}^3$ 。目前国外测得的煤尘爆炸上限浓度为 $1000\sim 2000\text{g}/\text{m}^3$,爆炸上限浓度在实际应用中没有意义,在煤矿生产环节中也是没有的。

在煤矿井下各个生产环节中,产生的煤尘一般都不会达到爆炸界限。就是在综合机械化采煤工作面煤尘的浓度也很难会有 $1\text{g}/\text{m}^3$ 的情况。如果煤尘的浓度达到 $2\text{g}/\text{m}^3$,就会感到呛人;如果 $3\sim 5\text{g}/\text{m}^3$ 将会使人感到呼吸困难;如果煤尘浓度达到 $10\text{g}/\text{m}^3$ 时,会使人伸手难辨五指。但当巷道周围的沉积煤尘受到冲击波的震动,气流的吹扬或其他原因使煤尘再次扬起后,就足以达到爆炸浓度,形成浓度适宜的“煤尘云”。例如上底宽2m、下底宽3m、高2m的梯形断面巷道,底板沉积0.075mm的煤尘(假设不考虑巷道顶和两侧的沉积煤尘)全部扬起均匀弥漫于巷道空间,就能达到煤尘爆炸下限浓度,因此,沉积煤尘是最大的隐患。

3. 引燃煤尘爆炸的高温热源

“煤尘云”的着火温度因其可燃挥发分含量、粒度、浓度和试验条件的不同而有差异,一般为 $610\sim 1015^\circ\text{C}$,多数为 $700\sim 900^\circ\text{C}$ 。煤尘爆炸的最小点火能为 $4.5\sim 40\text{mJ}$ 。这样的温度条件,几乎一切火源均可达到。例如:放炮火焰(这是大量存在的)、电气设备产生的火花、电缆接头不良或电缆损坏产生的短路或撞击产生电弧。斜井跑车产生的摩擦火花、胶带摩擦着火、矿井内外因火灾、瓦斯燃烧或爆炸以及炸药爆炸等。

三、影响煤尘爆炸的因素

1. 煤的挥发分

一般说来,煤尘的可燃挥发分含量越高,爆炸性越强,即煤化作用程度低的煤,其煤尘的爆炸性强,随煤化作用程度的增高其爆炸性减弱。

2. 煤的灰分和水分

煤内的灰分是不燃性物质，能吸收能量，阻挡热辐射，破坏链反应，降低煤尘的爆炸性。煤的灰分对爆炸性的影响还与挥发分含量的多少有关，挥发分小于 15% 的煤尘，灰分的影响比较显著，大于 15% 时，天然灰分对煤尘的爆炸几乎没有影响。水分能降低煤尘的爆炸性，因为水的吸热能力大，能促使细微尘粒聚结为较大的颗粒，减少尘粒的总表面积，同时还能降低落尘的飞扬能力。

3. 煤尘粒度

粒度对爆炸性的影响极大。1mm 以下的煤尘粒子都可能参与爆炸，而且爆炸的危险性随粒度的减小而迅速增加，75 μm 以下的煤尘特别是 30~75 μm 的煤尘爆炸性最强，在同一煤种不同粒度条件下，爆炸压力随粒度的减小而增高，爆炸范围也随之扩大，即爆炸性增强。粒度不同的煤尘引燃温度也不相同。煤尘粒度越小，所需引燃温度越低，且火焰传播速度也越快。因此，现场生产中应当注意：远离尘源的回风道内，由于煤尘粒度较小，潜在的爆炸危险性大于尘源附近。

4. 空气中的瓦斯浓度

瓦斯的的存在将使煤尘爆炸下限浓度降低。瓦斯浓度低于 4% 时，煤尘的爆炸下限浓度可用式 (5-2) 计算：

$$\delta_m = k\delta \quad (5-2)$$

式中 δ_m ——空气中有瓦斯时的煤尘爆炸下限浓度，g/m³；

δ ——煤尘的爆炸下限浓度，g/m³；

k ——系数，见表 5-5。

表 5-5 瓦斯浓度对煤尘爆炸下限浓度的影响系数

| 空气中的瓦斯浓度/% | 0 | 0.50 | 0.75 | 1.0 | 1.50 | 2.0 | 3.0 | 4.0 |
|------------|---|------|------|------|------|------|-----|------|
| k | 1 | 0.75 | 0.60 | 0.50 | 0.35 | 0.25 | 0.1 | 0.05 |

随着瓦斯浓度的增高，煤尘爆炸下限浓度急剧下降，这一点在有瓦斯煤尘爆炸危险的矿井应引起高度重视。一方面，煤尘爆炸往往是由瓦斯爆炸引起的；另一方面，有煤尘参与时，小规模瓦斯爆炸可能演变为大规模的煤尘瓦斯爆炸事故，造成严重的后果。

5. 空气中氧的含量

空气中氧的含量高时，点燃“煤尘云”的温度可以降低；氧的含量低时，点燃“煤尘云”困难，当氧含量低于 17% 时，煤尘就不再爆炸。煤尘的爆炸压力也随空气含氧的多少而不同。含氧高，爆炸压力高；含氧低，爆炸压力低。

6. 引爆热源

点燃“煤尘云”造成煤尘爆炸，就必须有一个达到或超过最低点燃温度和能量的引爆热源。引爆热源的溫度越高，能量越大，越容易点燃“煤尘云”，而且煤尘初爆的强度也越大；反之溫度越低，能量越小，越难以点燃“煤尘云”，且即使引起爆炸，初始爆炸的强度也越小。

第三节 矿井粉尘的防治

目前,我国煤矿主要采取以风水为主的综合防尘技术措施,即一方面用水将粉尘润湿捕获;另一方面借助风流将粉尘排出井外。通常按矿井防尘措施的具体功能,可将其划分为如下4大类:减尘措施、降尘措施、通风除尘、个体防护。

1. 减尘措施

在矿井生产中,采取各种技术措施,减少采掘作业时的粉尘发生量,是减尘措施中的主要环节,是矿井尘害防治工作中最为积极、有效的技术措施。减尘措施主要包括:改进采掘机械结构及其运行参数减尘、湿式凿岩、水封爆破、封闭尘源、捕尘罩以及预湿煤体减尘措施(如采空区或巷道灌水、煤层注水等)。

2. 降尘措施

尽管采取了减尘措施,采、掘、运等诸环节仍然会产生大量的粉尘,这时就要采取各种防尘方法进行处理。降尘措施是矿井综合防尘工作的重要环节,现行的降尘措施主要包括各产尘点的喷雾洒水,如采煤机上内外喷雾、爆破喷雾、支架喷雾、装岩洒水、巷道净化水幕等。

3. 通风除尘

通过上述两类措施所不能消除的粉尘要用矿井通风的方法排出井外。事实证明,矿井通风是除尘措施中最根本的措施之一。通风除尘方法分为全矿井通风排尘和局部通风除尘两种。

4. 个体防护

在井下粉尘浓度较高的环境下作业的人员需配备个体防护的防尘用具,如防尘面罩、防尘帽、防尘呼吸器等。个体防护虽然是综合防尘工作中不容忽视的一个重要措施,但它是一项被动的防尘措施。

国内外煤矿综合防尘的实践表明,采取上述防尘技术措施可以取得显著降尘效果,但要将井下粉尘浓度降低到符合相关的安全卫生标准,尚需做出巨大的努力。由于水力除尘技术措施具有设备简单、节能、维修管理费用低等特点,迄今已得到了较广泛的普及与应用。但因水的表面张力较大而井下煤尘具有很强的疏水性,致使煤尘不易迅速、有效地被水湿润,影响了水力除尘效果。为此,在防尘用水中添加湿润剂降低水的表面张力技术已在国内外矿井中得到了应用。此外,随着水力除尘方法的日趋完善,欲寻求进一步提高其降尘效率的途径,已变得十分困难。针对这一现状,世界各国已开始研究与应用物理化学方法降低矿井粉尘的新技术措施。例如,泡沫除尘、粘尘剂降尘、隔尘帘降尘、磁化水除尘等等。这些新技术措施的开发与应用,必将加大矿井尘害综合防治的力度,进一步改善井下作业环境,促进矿井的安全生产。

一、尘肺病的防治

尘肺病的防治工作应侧重以下几方面的工作:

1. 组织措施

加强对防尘工作的领导,健全防尘机构,制定防尘工作计划,建立健全各种规章制

度。切实贯彻防尘措施。

2. 技术措施

近年来,我国煤矿大力推广综合防尘措施(见后),积极研制和引进防尘装备及监测仪表,完善防尘措施,提高防尘、降尘效果,为我国防尘工作做出了不懈努力。

3. 卫生保健措施

定期进行健康检查,并建立健康卡片,记录粉尘作业史及健康既往史,对尘肺病患者除及时调离粉尘作业环境外,根据尘肺病进展情况以及年龄、体力等进行劳动能力鉴定并作出治疗、疗养或安排合理工作。

二、预防煤尘爆炸的技术措施

预防煤尘爆炸的技术措施主要包括减、降尘措施,防止煤尘引燃措施及限制煤尘爆炸范围扩大等三个方面。

(一) 减、降尘措施

减、降尘措施是指在煤矿井下生产过程中,通过减少煤尘产生量或降低空气中悬浮煤尘含量以达到从根本上杜绝煤尘爆炸的可能性。为达到这一目的,煤矿采取了以煤层注水为主的多种防尘手段,此处重点介绍煤层注水。

煤层注水是回采工作面最重要的防尘措施之一,我国许多煤矿要求做到回采工作面逢采必注、不注不采,取得了很好的减尘效果。煤层注水就是在回采之前预先在煤层中打若干钻孔,通过钻孔注入压力水,使其渗入煤体内部,增加煤的水分,从而减少煤层开采过程煤尘的产生量。煤层注水的减尘作用主要有以下三个方面:

(1) 煤体内的裂隙中存在着原生煤尘,水进入后,可将原生煤尘湿润并粘结,使其在破碎时失去飞扬能力,从而有效地消除这一尘源;

(2) 水进入煤体内部,并使之均匀湿润。当煤体在开采中受到破碎时,绝大多数破碎面均有水存在,从而消除了细粒煤尘的飞扬,预防了浮尘的产生;

(3) 水进入煤体后使其塑性增强,脆性减弱,改变了煤的物理力学性质。当煤体因开采而破碎时,脆性破碎变为塑性变形,因而减少了煤尘的产生量。

1. 煤层注水方式

(1) 短孔注水。它是指在回采工作面垂直煤壁或与煤壁斜交打钻孔注水,钻孔布置方式取决于煤层及其夹矸层厚度。若煤层厚度小于1.8m,可考虑布置单排眼,当煤层厚度较大且有夹矸层时,可布置三花眼。如图5-11所示。在工作面前方的应力降低区的煤体中注水(图5-12),裂隙发育,透水性较强,注水压力低。当煤层厚度小于1.3m,或围岩有严重吸水膨胀性质,或地质情况复杂、煤层倾角变化较大时,应考虑采用短钻孔注水方式。在采煤循环中,如果能安排出水时间和具备注水条件时,也可考虑采用短孔注水方式。

注水参数:

钻孔长度:每日一班注水时,钻孔长度等于工作面日推进度加0.2m;每日三班注水时,钻孔长度等于每班推进度加0.2m,一般为2~3.5m。

钻孔直径:取决于封孔器胶筒(管)直径,一般为44~55mm。

钻孔间距:通过注水试验来确定,一般为钻孔长度的1~2倍。

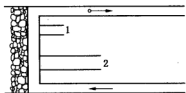


图 5-11 短孔、中深孔注水示意图

1—短孔；2—中深孔

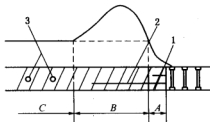


图 5-12 注水方式与岩层压力关系

1—短孔；2—中深孔；3—长孔

A—卸压带；B—应力集中带；C—正常压力带

封孔深度：封孔深度随钻孔长度而异，一般为 1~1.5m。封孔深度和煤壁所能承受的注水压力有关，合理的封孔深度应使孔口附近煤壁不发生泄水，煤壁的深部和浅部湿润均匀。

注水量：取每立方米煤体的注水量为 20L，单孔注水量应等于漏水系数（1.2）乘以 20 再乘以钻孔应湿润的煤体体积。

注水压力：以满足注水流量和不造成煤壁泄水为确定依据，通过试验确定。

注水时间：每孔注水时间，应按限定的总注水时间和钻孔数量加以分配。短孔注水常用煤壁“出汗”，即煤壁大面积渗出水珠，作为煤体受到充分湿润的标志，“出汗”后即可停止注水。

(2) **中深孔注水。**它是指在回采工作面垂直煤壁打钻孔注水，它是以孔深为两个日进度为条件的注水方式，它克服了短孔注水效果差等弊端，还具有短孔注水装备及工艺简单等优点，因此在一定条件下为矿井所采用，如图 5-12 所示。

注水参数：

钻孔直径：取决于封孔器直径，一般为 40~45mm。

钻孔长度：两倍日进度加 0.2m。

封孔长度：一般为 0.6~1.0m。

注水压力：对于软煤取 1~1.8MPa；对于硬煤取 2.5~5MPa；对于坚硬煤取 5MPa。

注水量：钻孔长度减去封孔长度后与煤厚、漏水系数的积。

注水时间：等于注水量除以单孔注水速度。

中深孔注水中还有一种以孔深为 5~6 个日进度为条件的注水方式，它适用于双休日不工作的国家，我国一般不采用这种方式。

(3) **长孔注水，**它是指从回采工作面的运输巷或回风巷，沿煤层倾斜方向平行于工作面打上向孔或下向孔注水（图 5-13）；当工作面长度超过 120m 而单孔孔达不到设计深度或煤层倾角有变化时，可采用上向、下向钻孔联合布置钻孔注水（图 5-14），还有采用伪倾钻孔（图 5-15）及八字形与倾斜联合钻孔（图 5-16）注水。当煤层厚度大于 1.3m、没有或只有较小的走向断层、煤层埋藏稳定、煤层倾角变化小，或煤的孔隙率大于 4% 时，应优先考虑采用长钻孔注水方式。

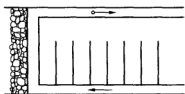


图 5-13 上向钻孔

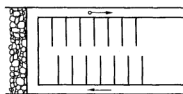


图 5-14 双向钻孔

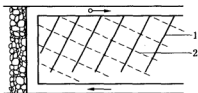


图 5-15 伪倾斜孔

1—钻孔；2—节理

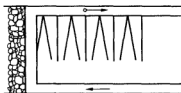


图 5-16 八字形与倾斜联合钻孔

注水参数:

钻孔直径: 主体钻机直径一般为 44~60mm。如果采用封孔器封孔, 则孔径应适合封孔器的要求; 如果采用水泥砂浆封孔, 封孔段的直径应扩大到 75~95mm。

钻孔间距与长度: 根据我国煤炭行业标准 (MT 501—1996), 长孔注水钻孔的间距应为 10~25m。当采用扇形钻孔布置方式时, 上部孔与下部孔间距应为 1~3m。单向钻孔长度应比工作面长度短 20~40m; 双向钻孔长度应比 1/2 工作面长度短 5~8m; 扇形钻孔长度上部孔按双向钻孔长度确定, 下部孔按单向钻孔长度确定。

注水压力: 应小于上覆岩层的压力, 大于 1.2~1.5 倍的瓦斯压力。

注水流量与注水量: 静压注水时可不控制注水流量; 动压注水时, 单孔注水流量为 0.3~2.0m³/h。吨煤注水量应在 0.02~0.04m³/t。单孔注水量等于考虑钻孔前方煤体湿润系数 (1.1~1.3) 后, 吨煤注水量与钻孔应湿润煤体的重量之积。

注水时间: 注水量除以单孔注水流量。

超前工作面距离: 停止注水时钻孔距工作面距离应为 8~20m。

封孔深度: 应超过巷帮煤体的破碎带, 一般在 6~20m 范围内。

(4) 巷道钻孔注水, 即由上邻近煤层的巷道向下煤层打钻注水或由底板巷道向煤层打钻注水, 巷道钻孔注水采用小流量、长时间的注水方法, 湿润效果良好; 但打岩石钻孔不经济, 而且受条件限制, 所以极少采用。在有巷道或抽放瓦斯钻孔可利用的情况下, 而且煤层较厚时, 可考虑采用。

2. 影响煤层注水效果的因素

(1) 煤的裂隙和孔隙的发育程度。煤体的裂隙越发育则越易注水, 可采用低压注水 (根据抚顺分院建议: 低压小于 2943kPa, 中压为 2943~9810kPa, 高压大于 9810kPa); 否则需采用高压注水才能取得预期效果。但是当出现一些较大的裂隙 (如断层、破裂面

等)时,注水易散失于远处或煤体之外,对预湿煤体不利。煤体的孔隙发育程度一般用孔隙率表示,根据实测资料:当煤层的孔隙率小于4%时,煤层的透水性较差,注水无效果;孔隙率为15%时,煤层的透水性最高,注水效果最佳;而当孔隙率达40%时,煤层成为多孔均质体,天然水分丰富则无须注水,此多属于褐煤。

(2) 上覆岩层压力及支承压力。地压的集中程度与煤层的埋藏深度有关,煤层埋藏越深,则地层压力越大,而裂隙和孔隙变得更小,导致透水性降低,因而随着矿井开采深度的增加,要取得良好的煤体湿润效果,需要提高注水压力。

(3) 液体性质的影响。煤是极性小的物质,水是极性大的物质,两者之间极性差越小,越易湿润。为了降低水的表面张力,减小水的极性,提高对煤的湿润效果,可以在水中添加表面活性剂。如阳泉一矿在注水时加入0.5%浓度的洗衣粉,注水速度比原来提高了24%。

(4) 煤层内的瓦斯压力。煤层内的瓦斯压力是注水的附加阻力。水压克服瓦斯压力后才是注水的有效压力,所以在瓦斯压力大的煤层中注水时,往往要提高注水压力,以保证湿润效果。

(5) 注水参数的影响。煤层注水参数是指注水压力、注水速度、注水量和注水时间。注水量或煤的水分增量是煤层注水效果的标志,也是决定煤层注水除尘率高低的重要因素。注水时间和注水量应保证煤体湿润范围内水分增值达1%~2%,考虑地面防冻和商品煤质量等要求,一般水分应控制在5%以下为宜,在实际工作中,常以煤壁均匀地渗出水珠,常称为“出汗”现象为止。煤层经注水后可使生产过程中煤尘浓度降低60%~90%。

(二) 防止煤尘引燃的措施

防止煤尘引燃的措施与防止瓦斯引燃的措施大致相同,遵守《煤矿安全规程》的有关规定,严禁携带烟草和点火工具下井;井下禁止使用电炉,禁止打开矿灯;井口房、抽放瓦斯泵房以及通风机房周围20m内禁止使用明火;井下需要进行电焊、气焊和喷灯焊接时,应严格遵守有关规定;采用防爆设备;在有瓦斯或煤尘爆炸危险的煤层中,采掘工作面只准使用煤矿许用炸药和瞬发雷管;防止机械摩擦产生火花;采用抗静电难燃的聚合材料制品。同时特别要注意的是,瓦斯爆炸往往会引起煤尘爆炸。此外,煤尘在特别干燥的条件下可产生静电,放电时产生的火花也能自身引爆。

(三) 限制煤尘爆炸范围扩大的措施

防止煤尘爆炸危害,除采取防尘措施外,还应采取降低爆炸威力,限制爆炸范围扩大的措施。最早采用撒布岩粉和设置普通岩粉棚,虽然防止爆炸传播效果较好,但岩粉暴露于潮湿空气中,极易受潮而失去消焰剂的功效,且频繁更换岩粉的工作量较大,因此我国煤矿现在几乎已不采用这两种方法。在20世纪90年代,煤科总院重庆分院开发的隔爆水槽(脆性)和隔爆水袋,以水作为消焰剂,方便了煤矿安装和使用,在全国得到了广泛推广应用,其中隔爆水袋的使用最为普遍。

1. 清除落尘

定期清除落尘,防止沉积煤尘参与爆炸,可以有效地降低爆炸威力,使爆炸由于得不到煤尘补充而逐渐熄灭。

2. 撒布岩粉

撒布岩粉是指定期在井下某些巷道中撒布惰性岩粉, 增加沉积煤尘的灰分, 抑制煤尘爆炸的传播。

惰性岩粉一般为石灰岩粉和泥岩粉。对惰性岩粉的要求是:

- (1) 可燃物含量不超过 5%, 游离 SiO_2 含量不超过 5%;
- (2) 不含有害有毒物质, 吸湿性差;
- (3) 粒度应全部能通过 50 号筛孔 (即粒径全部小于 0.3mm), 且其中至少有 70% 能通过 200 号筛孔 (即粒径小于 0.075mm)。

撒布岩粉时要求把巷道的顶、帮、底及背板后侧暴露处都用岩粉覆盖; 岩粉的最低撒布量在作煤尘爆炸鉴定的同时确定, 但煤尘和岩粉的混合煤尘, 不燃物含量不得低于 80%; 撒布岩粉的巷道长度不小于 300m, 如果巷道长度小于 300m 时, 全部巷道都应撒布岩粉。对巷道中的煤尘和岩粉的混合粉尘, 每 3 个月至少应检验一次, 如果可燃物含量超过规定含量时, 应重新撒布。

3. 设置水棚

水棚包括水槽棚和水袋棚两种, 设置应符合以下基本要求:

- (1) 主要隔爆棚应采用水槽棚, 水袋棚只能作为辅助隔爆棚;
- (2) 应设置在巷道直线部分, 且主要水棚用水量不小于 $400\text{L}/\text{m}^2$, 辅助水棚不小于 $200\text{L}/\text{m}^2$;
- (3) 相邻水棚中心距为 0.5 ~ 1.0m, 主要水棚总长度不小于 30m, 辅助水棚总长度不小于 20m;
- (4) 首列水棚距工作面的距离, 必须保持在 60 ~ 200m 范围;
- (5) 水槽或水袋距顶板、两帮距离不小于 0.1m, 其底部距轨面不小于 1.8m;
- (6) 水内如混入煤尘量超过 5% 时, 应立即换水。

4. 设置岩粉棚

岩粉棚分轻型和重型两类。它是由安装在巷道中靠近顶板处的若干块岩粉台板组成, 台板的间距稍大于板宽, 每块台板上放置一定数量的惰性岩粉。当发生煤尘爆炸事故时, 火焰前的冲击波将台板震倒, 岩粉即弥漫于巷道中, 火焰到达时, 岩粉从燃烧的煤尘中吸收热量, 使火焰传播速度迅速下降, 直至熄灭。

岩粉棚的设置应遵守以下规定:

- (1) 按巷道断面计算, 主要岩粉棚的岩粉量不得少于 $400\text{kg}/\text{m}^2$, 辅助岩粉棚的岩粉量不得少于 $200\text{kg}/\text{m}^2$;
- (2) 轻型岩粉棚的排间距 1.0 ~ 2.0m, 重型为 1.2 ~ 3.0m;
- (3) 岩粉棚的平台与侧帮立柱 (或侧帮) 的空隙不小于 50mm, 岩粉表面与顶梁 (顶板) 的空隙不小于 100mm, 岩粉板距轨面不小于 1.8m;
- (4) 岩粉棚距可能发生煤尘爆炸的地点不得小于 60m, 也不得大于 300m;
- (5) 岩粉板与台板及支撑板之间, 严禁用钉固定, 以利于煤尘爆炸时岩粉板有效的翻落;
- (6) 岩粉棚上的岩粉每月至少检查和分析一次, 当岩粉受潮变硬或可燃物含量超过 20% 时, 应立即更换, 岩粉量减少时应立即补充。

5. 设置自动隔爆棚

自动隔爆棚是利用各种传感器，将瞬间测量的煤尘爆炸时的各种物理参量迅速转换成电讯号，指令机构的演算器根据这些讯号准确计算出火焰传播速度，再选择恰当时机发出动作讯号，让抑制装置强制喷撒固体或液体等消火剂，从而可靠地扑灭爆炸火焰，阻止煤尘爆炸蔓延。

1) ZYB-S 型自动产气式抑爆装置

ZYB-S 型自动产气式抑爆装置由实时气体发生器、高压缓冲器、抑爆剂存储器、喷射头、控制盒和 ZW-1 型紫外线火焰传感器组成（ZW-1 型紫外线火焰传感器能识别爆炸及燃烧火焰光谱，对日光和矿灯照射等情况下不敏感），如图 5-17 所示。当瓦斯或煤尘爆炸或着火时，火焰传感器接收到火焰信号，并传输到抑爆装置控制盒中，控制盒给出触发信号，实时气体发生器快速产生并迅速释放大量气体，高压气体经缓冲器调整后，在抑爆剂存储器中形成粉气混合物，最后经喷射头喷出形成抑爆粉物，从而达到扑灭爆炸火焰阻止爆炸传播的目的。其抑爆原理如图 5-18 所示。

2) YBW-I 型无电源触发式抑爆装置

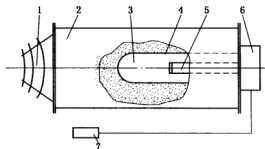


图 5-17 ZYB-S 型自动产气式抑爆装置结构示意图

1—喷射头；2—抑爆剂存储器；3—缓冲器；4—抑爆剂；
5—气体发生器；6—控制盒；7—ZW-1 型火焰传感器

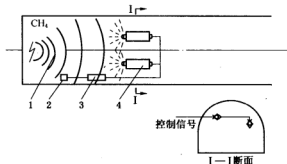


图 5-18 ZYB-S 型自动产气式抑爆装置的抑爆原理示意图

1—火焰阵面；2—火焰传感器；3—控制单元；4—喷洒水

YBW-I型无电源触发式抑爆装置由HWD-I火焰传感器、CQB传爆器、ST连接器、WDY喷洒器与JC-I检测器组成,其组成框图如图5-19所示。当HWD-I火焰传感器感受到火焰信号,可将其辐射能转化为电能,触发CQB传爆器,通过ST连接器触发相连的WDY喷洒器,形成水雾抑制带,扑灭爆炸火焰,控制爆炸的传播。

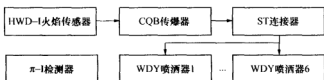


图 5-19 YBW-I 型无电源触发式抑爆装置组成框图

该装置具有以下特点:

- (1) 在距离工作面 20 ~ 45m 范围内可有效扑灭瓦斯煤尘爆炸火焰,阻止爆炸传播,具有抑爆距离小的特点,且采用的单轨吊安装、移动方式,该装置可随工作面快速推进;
- (2) 采用内储能抑爆剂喷洒方式,即导爆索爆破抛散水体成雾机构,具有水雾形成时间短、雾粒分布均匀、雾体范围大、存在时间长的特点;
- (3) 采用火焰辐射能触发抑爆剂喷洒机构,无须外供电源;通过 JC-I 检测器可方便地检查抑爆装置线路的连接状况,现场应用维护方便,且具有较高的抗干扰性能;
- (4) 采用导爆管信号传输方式,动作灵敏可靠。

三、综合防尘措施

综合防尘措施是指采用各种技术手段减少粉尘的产生量、降低空气中的粉尘浓度,以防止粉尘对人体、矿山等产生危害的措施。多年来我国煤矿一直侧重于对粉尘污染的末端治理,多采用以风水为主的防尘技术措施。

大体上综合防尘措施包括技术措施和组织措施两个方面,其基本内容为通风除尘、湿式作业、密闭抽尘、净化风流、个体防护及一些特殊的除、降尘措施。

(一) 通风除尘

通风除尘是指通过风流将井下作业点的悬浮粉尘带出,降低作业场所的粉尘浓度,因此搞好矿井通风工作能有效地稀释和及时地排出粉尘。

决定通风除尘效果的主要因素是风速及粉尘密度、粒度、形状、湿润程度等。风速过低,粗粒粉尘将与空气分离下沉,不易排出;风速过高,能将落尘扬起,增大矿内空气中的粉尘浓度。因此,通风除尘效果是随风速的增加而逐渐增加的,达到最佳效果后,如果再增大风速,效果又开始下降。排除井巷中的浮尘要有一定的风速。我们把能使呼吸性粉尘保持悬浮并随风流运动而排出的最低风速称为最低排尘风速。同时,我们把能最大限度排除浮尘而又不致使落尘二次飞扬的风速称为最优排尘风速。一般来说,掘进工作面的最优风速为 0.4 ~ 0.7 m/s,机械化采煤工作面最优风速为 1.5 ~ 2.5 m/s。《煤矿安全规程》规定的采掘工作面最高容许风速为 4 m/s。

(二) 湿式作业

湿式作业是利用水或其他液体,使之与尘粒相接触而捕集粉尘的方法,它是矿井综合

防尘的主要技术措施之一,具有所需设备简单、使用方便、费用较低和除尘效果较好等优点。

1. 湿式凿岩、钻眼

该方法的实质是指在凿岩和打钻过程中,将压力水通过凿岩机、钻杆送入并充满孔底,以湿润、冲洗和排出产生的粉尘。在煤矿生产环节中,并巷掘进产生的粉尘不仅量大,而且分散度高,而掘进过程中的粉尘又主要来源于凿岩和钻眼作业。据实测:干式钻眼产生尘量约占掘进总产生尘量的80%~85%,而湿式凿岩的降尘率可达90%左右,并能将凿岩速度提高了15%~25%。因此,湿式凿岩、钻眼能有效降低掘进工作面的产生尘量。

2. 洒水及喷雾洒水

洒水降尘是用水湿润沉积于煤堆、岩堆、巷道周壁、支架等处的粉尘。当粉尘被水湿润后,尘粒间会互相附着凝集成较大的颗粒,附着性增强,粉尘就不易飞起。在炮采炮掘工作面爆破前后洒水,不仅有降尘作用,而且还能消除炮烟、缩短通风时间。煤矿井下洒水,可采用人工洒水或喷雾器洒水。对于生产强度高、产生尘量大的设备和地点,还可设自动洒水装置。

喷雾洒水是用水捕捉悬浮于空气中粉尘的技术措施。喷雾洒水的工作机理是:将压力水通过喷雾器(又称喷嘴),在旋转或(及)冲击的作用下,使水流雾化成细微的水滴喷射于空气中;在雾体作用范围内,高速流动的水滴与浮尘碰撞接触后,尘粒被湿润,在重力作用下下沉;高速流动的雾体将其周围的含尘空气吸引到雾体内湿润下沉,将已沉落的尘粒湿润粘结,使之不易飞扬。影响喷雾洒水捕尘效率的主要因素包括雾体的分散度、水滴与尘粒的相对速度、水压、单位体积空气的耗水量、粉尘的密度、空气含尘浓度和粉尘的湿润性等。主要包括采掘机械的内、外喷雾洒水和井巷定点喷雾洒水。

1) 掘进机喷雾洒水

掘进机喷雾分内外两种。外喷雾多用于捕集空气中悬浮的粉尘,内喷雾则通过掘进机切割机构上的喷嘴向割落的煤岩处直接喷雾,在粉尘生成的瞬间将其抑制。掘进机的外喷雾采用高压喷雾时,高压喷嘴安装在掘进机截割臂上,启动高压泵的远程控制按钮和喷雾开关均安装在掘进机司机操纵台上。掘进机截割时,开动喷雾装置;掘进机停止工作时,关闭喷雾装置。

2) 采煤机喷雾洒水

采煤机的喷雾系统分为内喷雾和外喷雾两种方式。采用内喷雾时,水由安装在截割滚筒上的喷嘴直接向截齿的切割点喷射,形成“湿式截割”;采用外喷雾时,水由安装在截割部的固定箱上、摇臂上或挡煤板上的喷嘴喷出,形成水雾覆盖尘源,从而使粉尘湿润沉降。喷嘴是决定降尘效果好坏的主要部件,喷嘴的形式有锥形、伞形、扇形、束形,一般来说内喷雾多采用扇形喷嘴,也可采用其他形式;外喷雾多采用扇形和伞形喷嘴,也可采用锥形喷嘴。

3) 综放工作面喷雾洒水

采煤机滚筒割煤、支架移架及进风巷道各运输转载点是综采工作面的三大尘源。其中,采煤机滚筒割煤是主要尘源,其产生尘量占整个综采工作面产生尘量的70%左右。除上述尘源外,放煤口也是一个较大的尘源,在放煤瞬间产生的粉尘浓度有时可高达每立方米

万余毫克。

(1) 放煤口喷雾。放煤口喷雾是放顶煤综采工作面的主要尘源之一, 对其产生的高浓度粉尘是否能有效控制, 是影响放顶煤综采能否大量推广使用的主要因素之一。目前放煤口的防尘措施主要还是喷雾降尘, 只有个别煤矿采用物理化学方法 (如采用湿润剂或泡沫降尘等);

(2) 支架间喷雾。支架在降柱、前移和升柱过程中产生大量的粉尘, 同时由于通风断面小、风速大, 来自采空区的粉尘量大增, 因此采用喷雾降尘时, 必须根据支架的架型和移架产生粉尘的特点, 合理确定喷嘴的布置方式和喷嘴型号。目前已有一些煤矿使用或正在使用架间自动喷雾降尘装置, 即一旦移架, 就能自动喷雾降尘;

(3) 转载点喷雾。转载点降尘的有效方法是封闭加喷雾。通常在转载点 (即回采工作面输送机与顺槽输送机连接处) 加设半密封罩, 罩内安装喷嘴, 以消除飞扬的浮尘, 降低进入回采工作面的风流含尘量。为了保证密封效果, 密封罩进、出煤口安装半遮式软风帘, 软风帘可用风筒布制作;

(4) 其他地点喷雾。由于综放面放下的顶煤块度大, 数量多, 破碎量增大, 因此, 必须在破碎机的出口处进行喷雾降尘。

另外, 尚需对煤仓、溜煤眼及运输过程等处产生的粉尘实施喷雾洒水。

3. 水炮泥和水封爆破

水炮泥就是将装水的塑料袋代替一部分炮泥, 填于炮眼内, 爆破时水袋破裂, 部分水借助于爆破产生的压力压入煤层裂隙中湿润煤体, 部分水在高温高压下汽化; 放炮后, 温度降低, 水蒸气冷却成雾滴, 碰撞、湿润尘粒, 从而达到降尘的目的。采用水炮泥比单纯用土炮泥时的粉尘浓度低 20% ~ 50%, 尤其是呼吸性粉尘含量有较大的减少。水炮泥的塑料袋是用无毒、不燃的聚乙烯塑料薄膜热压成型的, 有一定的强度。水袋封口是关键, 目前使用的是自动封口水袋, 它装满水后, 和自行车内胎的气门芯一样, 能将袋口自行封闭。

水封爆破是将炮眼的炸药先用一小段炮泥填好, 然后再给炮眼口填一小段炮泥, 在两段炮泥之间的空间插入细注水管注水, 注满后抽出注水管, 并将炮泥上的小孔堵塞。

(三) 净化风流

净化风流是使井巷中含尘的空气通过一定的设施或设备, 将粉尘捕获的技术措施。目前使用较多的是水幕和湿式除尘装置。

1. 水幕净化风流

水幕是在敷设于巷道顶部或两帮的水管上间隔地安上数个喷雾器喷雾形成的。喷雾器的布置应以水幕布满巷道断面为原则, 并尽可能靠近尘源, 缩小含尘空气的弥散范围。

净化水幕应安设在支护完好、壁面平整、无断裂破碎的巷道段内。一般安设位置为:

- (1) 矿井总入风流净化水幕: 距井口 20 ~ 100m 巷道内;
- (2) 采区入风流净化水幕: 风流分叉口支流里侧 20 ~ 50m 巷道内;
- (3) 采煤工作面回风流净化水幕: 距工作面回风口 10 ~ 20m 回风巷内;
- (4) 掘进工作面回风流净化水幕: 距工作面 30 ~ 50m 巷道内;
- (5) 巷道中产尘源净化水幕: 尘源下风侧 5 ~ 10m 巷道内。

水幕的控制方式可根据巷道条件, 选用光电式、触控式或各种机械传动的控制方式。

选用的原则是既经济合理又安全可靠。在徐州董庄矿曾做过试验,在距掘进工作面 20m、40m 和 60m 处各设了一道水幕,工作面含尘风流经第一道水幕后降尘率为 59% ~ 60.5%,经第二道水幕后降尘率为 78.2% ~ 80%,经第三道水幕后,粉尘浓度只有 $0.78\text{mg}/\text{m}^3$,降尘率达到 98.6%。

2. 湿式除尘装置

除尘装置(或除尘器)是指把气流或空气中含有的固体粒子分离并捕集起来的装置,又称集尘器或捕尘器。根据是否利用水或其他液体,除尘装置可分为干式和湿式两大类。煤矿一般采用湿式除尘装置。如图 5-20 所示湿式振弦栅除尘风机。

湿式振弦栅除尘器有两种结构形式:一种是固定式振弦栅除尘器,常称为振弦栅除尘器,如图 5-21 所示;另一种是旋转式振弦栅除尘器,常称为旋转栅除尘器。

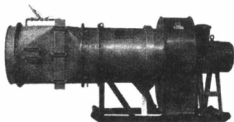


图 5-20 湿式振弦栅除尘风机

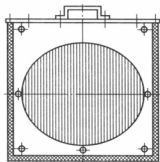


图 5-21 振弦栅结构示意图

振弦栅除尘器,包括喷雾降尘和振弦栅除尘两部分。

振弦栅除尘是利用其振动产生的声波进行除尘。处于声场中的粒子,在声波作用下产生振动,小粒子振动速度大,大粒子振动速度小,结果促使大小不同的粒子进行大量的正向动力凝聚,使较大的粒子接近离它很远的小粒子,并相互碰撞,结合成大粒子,辅以喷雾,即可达到高效降尘效果,特别是对细小尘粒的降尘作用。

(四) 个体防护

个体防护是指通过佩戴各种防护面具以减少吸入人体粉尘的一项补救措施。个体防护的用具主要有防尘口罩、防尘风罩、防尘帽、防尘呼吸器等,其目的是使佩戴者能呼吸净化后的清洁空气而不影响其正常工作。

矿井要求所有接触粉尘作业人员必须佩戴防尘口罩,对防尘口罩的基本要求是:阻尘率高,呼吸阻力和有害空间小,佩戴舒适,不妨碍视野。普通纱布口罩阻尘率低,呼吸阻力大,潮湿后有不舒适的感觉,应避免使用。防尘安全帽防尘效果较好,它可以截留 99% 以上的粉尘。此外压风呼吸器是一种隔绝式的新型个人和集体呼吸的防护装置,它利用的矿井压缩空气,在经离心力作用脱去油雾和活性炭吸附过滤等净化过程后,经减压阀同时向多人均衡配气以供呼吸。

个体防护不可以也不能完全代替其他防尘技术措施。鉴于目前绝大部分矿井尚未达到国家规定的卫生标准的情况,采取一定的个体防护措施是必要的。

(五) 物理化学降尘技术

我国是从 20 世纪 80 年代开始试验并推广应用湿润剂等物理化学降尘技术, 目前已在井下进行实验与应用的物理化学防尘方法主要有: 水中添加湿润剂降尘、泡沫除尘、磁化水降尘及粘尘剂降尘等。

1. 添加湿润剂降尘

在以水为主体的湿式综合防尘中, 因粉尘具有一定的疏水性, 水的表面张力又较大, 对 $2\mu\text{m}$ 粒径粉尘捕获率只有 1% ~ 28% 左右, $2\mu\text{m}$ 粒径以下的粉尘捕获率更低。为了提高水对呼吸性粉尘的捕获率, 国内外很重视湿润剂除尘的研究, 并取得了一定进展, 且应用日益广泛。

添加湿润剂除尘机理: 湿润剂是由亲水基和疏水基两种不同性质基团组成的化合物, 溶于水后其分子完全被水分子包围, 亲水基一端被水分子吸引, 疏水基一端被水分子排斥, 在水溶液表面形成界面吸附层, 而使水与空气接触面积大大缩小, 导致水的表面张力降低, 同时伸向空气的疏水基与粉尘粒子之间有吸附作用, 而把尘粒带入水中, 得到充分湿润。添加湿润剂还可应用于其他各种湿式作业生产环节, 如用于喷雾降尘。

2. 泡沫除尘

泡沫除尘原理: 利用表面活性剂的特点, 使其与水一起通过泡沫发生器, 产生大量的高倍数的空气机械泡沫, 利用无空隙的泡沫体覆盖和遮断尘源。泡沫除尘原理包括拦截、粘附、湿润、沉降等, 几乎可以捕集所有与之相遇的粉尘, 尤其对微细粉尘具有更强的聚集能力。泡沫的产生有化学方法和物理方法两种, 除尘的泡沫一般是物理方法的, 属机械泡沫。

泡沫除尘可应用于综采机组、掘进机组、带式运输机以及尘源较固定的地点, 一般泡沫除尘效果较高, 可达 90% 以上, 尤其是对降低呼吸性粉尘效果显著。

3. 磁化水降尘

目前, 国内外对水系磁化技术的应用日趋广泛, 磁化水除尘率与常水除尘率进行比较, 其平均降尘率可提高 8.15% ~ 21.08%。

磁化水降尘原理: 水经磁化后, 物理化学性质可发生暂时的变化。水的黏度减低, 吸附能力、溶解能力及渗透能力增加, 再加上水珠变小, 从而增加与粉尘的接触机会, 提高降尘效率。

复 习 思 考 题

1. 何谓矿尘? 它的危害有哪些?
2. 表示矿尘颗粒大小的指标有哪些? 它们对衡量矿尘的危害性有何影响?
3. 粉尘有哪些基本性质?
4. 矿尘的荷电性对防尘、降尘有何作用?
5. 什么是 BMRC 曲线?
6. 粉尘测定时, 采样点的选择应考虑哪些因素?
7. 矿山尘肺病分为哪几类?
8. 影响尘肺病的发病因素有哪些?

9. 煤尘爆炸的条件及过程是什么?
10. 煤尘爆炸与瓦斯爆炸有何异同?
11. 影响煤尘爆炸的因素有哪些?
12. 确定煤尘爆炸后的爆源位置, 一般用哪些现象作为判断依据?
13. 煤层注水的实质是什么?
14. 撒布惰性岩粉时对岩粉有何要求?
15. 岩粉棚组和水棚组的限爆原理是什么?
16. 何谓综合防尘?
17. 何谓最低及最优排尘风速?

第六章 煤矿矿井火灾防治

第一节 矿 井 火 灾

发生在矿井或煤田范围内威胁安全生产、造成一定资源和经济损失或者人员伤亡的燃烧事故,称为矿井(或煤田)火灾。矿井火灾可分为地面火灾和井下火灾二种。火灾是矿井或煤田较为常见的灾害之一。

发生在矿井工业广场范围内地面上的火灾称为地面火灾。地面火灾可能发生在行政办公楼、福利楼、井口楼等地面建筑物以及坑木场、贮煤场、矸石山等地点。地面火灾外部征兆明显,空气供给充分,燃烧完全,有毒气体易于扩散,较井下火灾易于救援。

发生在井下的以及发生在井口附近而威胁到井下人员安全和生产的火灾统称为井下火灾。井下火灾可以发生在井口房、井筒、井底车场、机电硐室、火药库、进回风大巷、采区变电硐室、掘进和回采工作面以及采空区、煤柱等地点。井下火灾处于煤层之中,巷道纵横相连,即使发生也很难及时发现。井下空气供给有限,难以完全燃烧,有毒有害烟雾大量发生,随风流到处扩散,毒化矿井空气、威胁工人的生命安全。在有瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井中,还可能引起爆炸,酿成重大恶性事故。

我国是一个矿井火灾灾害较严重的国家,据 2000 年对全国 425 家国有煤矿的不完全资料统计显示,共发生火灾 168 次,其中内因火灾 154 次,外因火灾 14 次,封闭采区或工作面 59 个,发火率为 0.318 次/Mt。矿井火灾不仅烧掉大量的资源、材料和生产设备,而且由于封闭火区,还将会冻结煤炭的可采储量,严重破坏正常的生产秩序。另外,燃烧消耗了风流中的氧气,使风流中的氧气浓度下降,同时产生大量的热能、有毒有害气体和粉尘,威胁矿工的身心健康和生命安全。

一、矿井火灾的分类

矿井火灾的分类方法较多,可根据可燃物的种类、引起火灾的原因、按燃烧状态、火源下风侧氧气浓度大小、发火的性质和地点等进行分类。

1. 按可燃物的种类分类

按可燃物的种类不同将火灾分为四类:

A 类火灾:由木材、纸张、锯木屑、煤炭和垃圾等普通可燃物燃烧发生的火灾属于 A 类火灾,用水和含水量大的稀释溶液使燃烧物骤冷或冷却,即可有效地扑灭这类火灾。

A 类火灾燃烧生成的气体产物主要有二氧化碳和一氧化碳,同时烟流中还含有少量的水蒸气、甲烷、乙炔、氢气和重碳氢等,燃烧不完全的烟流具有可燃性或可燃性。该类可燃物燃烧后留下的是灰或残渣。

B 类火灾:在易燃液体表面或可燃性气体中发生的火灾属于 B 类火灾,如可燃液体

(汽油、石油、溶剂等)与空气的接触面、可燃性气体与空气的混合物的燃烧都属于B类火灾。B类火灾不宜用水扑灭,否则燃烧过程中容易发生爆炸或爆燃。在火灾初期,限制流向火区的空气(氧气)量或阻止有效燃烧是扑灭火灾的关键。B类火灾的烟流组成与A类火灾的烟流组成基本相同,燃烧不完全的烟流有可燃性或可燃性。该类可燃物燃烧后留下的残渣较少。

C类火灾:在电气设备内部或其附近发生的火灾属于C类火灾,各类电气设备事故造成的火灾都属于C类火灾。扑灭C类火灾的关键是切断电源,在切断电源之前,必须使用非导电性的灭火剂,如化学干粉、干冰冷却剂、惰性气体、蒸发液体灭火剂等;切断电源后,可采用水或含水量大的稀释溶液灭火。

D类火灾:在可燃金属(如镁、钛、铝、锂、钠等)中发生的火灾属于D类火灾,控制和扑灭D类火灾,必须采用专门的技术和专用的灭火设备。

实际上,火灾过程中只有一种可燃物燃烧的情况是很少见的,大部分火灾是几种可燃物同时燃烧。在地下建筑物或构筑物等地下工程中的可燃物有木材、煤炭、纸张、胶带、电缆、棉纺织品等,有时还有动力电缆、照明电缆和各类用电设备,因此,地下工程火灾一般为A类火灾和C类火灾。

2. 按引起火灾的原因分类

根据引起火灾的原因不同可分为内因火灾和外因火灾两类。

(1) 外因火灾:由于外部高温热源(如爆破、烧焊、电流短路、明火等)引起可燃物质燃烧造成的火灾。据统计,国内外有记载的重大恶性火灾事故,90%以上属于外因火灾,这种火灾多发生在井口房、井筒、井底车场、石门及机电硐室和有机电设备的巷道等地点。外因火灾具有火源明显、发生突然、来势凶猛等特点,若发现不及时,则可能酿成恶性事故。

(2) 内因火灾:煤炭在一定的条件和环境下(如煤柱破裂,浮煤集中堆积又有一定的风流供给)本身发生物理化学变化(吸氧、氧化、发热),聚集热量导致自燃而形成火灾。自燃火灾大多发生在采空区、遗留的煤柱、破裂的煤壁、煤巷的高冒以及浮煤堆积的地点。自燃火灾具有发生和发展缓慢、形成须经历一段时间和火源比较隐蔽等特点。

由于火源比较隐蔽,致使人们不能及时扑灭火灾,以致有的自燃火灾可以持续数日、数年、数十年不灭,燃烧的范围逐渐蔓延扩大,烧毁大量煤炭资源,冻结大量开拓煤量。

在我国统配与重点煤矿中,存在自然发火危险的矿井占总矿井数的46%~49%,自然发火煤层占累计可采煤层数的60%。因此,应加倍重视内因火灾。

3. 按燃烧状态分类

按火灾的燃烧状态不同,可分为阴燃火灾和明火火灾

(1) 阴燃火灾:燃烧处于阴燃状态,无明显火焰的火灾,称为阴燃火灾。当燃烧地点通风不良,严重缺氧时,发生阴燃;可燃物即将燃尽、挥发物含量很低时,火灾也往往处于阴燃状态。阴燃火灾的烟流中一氧化碳气体含量高,烟流具有可燃性或可燃性,对人的危害很大。

(2) 明火火灾:燃烧时有较长火焰的火灾,称为明火火灾,明火火灾有富氧燃烧和缺氧燃烧两种状态。在富氧燃烧状态下,可燃物燃烧充分,烟流中的一氧化碳等可燃性气

体含量较低；在缺氧燃烧状态下，烟流中的一氧化碳等可燃性气体含量较高，烟流有可燃性或可燃性。

4. 按火源下风侧氧气浓度大小分类

1) 富燃料燃烧

火源燃烧时，火势大、温度高，火源产生的大量炽热挥发性气体，不仅助燃烧，还与被高温火源加热的主风流形成炽热烟流预热火源下风侧较大范围的可燃物，使其继续生成大量挥发性气体；另一方面，燃烧位置的火焰通过对流和热辐射加热紧邻可燃物，使其温度升至燃点。由于保持燃烧的两种因素的持续存在和发展，此类火灾使燃烧在更大范围内进行，并以更大速度蔓延，致使主风流中氧气几乎全部耗尽，剩余的氧浓度低于2%。所以，此类火灾蔓延受限于主风流供氧量，也称为受限火灾。由于其下风侧烟气氧浓度接近于零的特征，一般称之为富燃料类火灾或贫氧类火灾。其下风侧烟流常为高温预混可燃气体，与旁侧新鲜风流交汇后，易形成新的火源点，这种形成多个再生火源的现象称为火源发展的“跳蛙”现象，即多个间断火源点就像青蛙跳跃落脚点一样。再生火源的出现增大了预混气体进入火源、引起爆炸的概率，并加快了火灾蔓延的速度。

富燃料燃烧取决于可燃物的类型、数量及供氧量。可燃物越容易引燃，燃料数量越大，供氧量相对于燃料量不足（如停风、减风、巷道垮塌等），空气预热温度越高，则发生富燃料类火灾的可能性越大。富燃料燃烧还取决于巷道断面大小、下风侧可燃物种类、数量和分布形式。巷道周长和断面面积之比愈小，愈容易发生富燃料类火灾。所以木支架巷道的火灾易发展为富燃料类火灾。

富燃料燃烧火源沿风流方向可分为4个带，如图6-1所示，各带的烟流平均温度 t_f （℃）、氧浓度 O_2 （%）和碳化物组分 ΣC （%）的变化对应显示在图中。

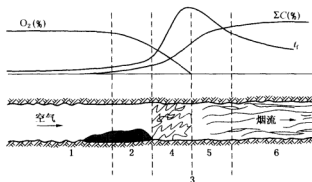


图6-1 富燃料燃烧火灾火源分带示意图

1—冷却带；2—焦化带；3—高温热解带；4—燃烧分带；5—剩余燃料分带；6—预热带

(1) 冷却带：火源燃烧已掠过该带，火焰已熄灭。仅存在受迫对流传热，无氧化反应发生，巷道壁温度下降但仍高于风流温度，使流经该带的风流温度缓慢上升，风流的氧浓度不变且不含碳化物；

(2) 焦化带：可燃物的高温焦化残余物——焦炭，与风流中的氧发生氧化反应，继

续燃烧,属于表面燃烧形式。流经该带的风温上升,碳化物浓度增大,氧浓度开始减少;

(3) 高温热解带:分为燃烧分带和剩余燃料分带。在燃烧分带,可燃物热解生成的挥发性可燃气体在风流中燃烧,烟流浓度达到最高值,碳化物浓度继续增高,烟流中氧浓度几乎降到零。因氧气缺乏,燃烧停止,剩余部分炽热挥发性气体流向风侧,该分带燃烧属于热解燃烧。在剩余燃料分带,高温挥发性气体与燃烧产生的热共同作用加热该分带可燃物,使其热解生成大量挥发性气体,并混合于烟流中顺风流动。在该分带,热解过程吸热,氧化放热反应停止,温度开始下降,氧浓度接近于零;

(4) 预热带:含有挥发性气体的高温烟流向巷壁传热,温度继续下降,同时烘干、预热下风侧巷道壁,为火源蔓延创造条件。该带的传热过程以受迫对流传热为主,在接近高温热解带的区域也存在热辐射现象。

2) 富氧燃烧

具有与地面火灾相似的燃烧和蔓延机理,称为非受限燃烧。火源燃烧产生的挥发性气体在燃烧中已基本耗尽,无多余炽热挥发性气体与主流风汇合并预热下风侧更大范围内的可燃物。燃烧产生的火焰以热对流和辐射的形式加热邻近可燃物至燃点,保持燃烧的持续和发展。其火灾范围小,火势强度小,蔓延速度低,耗氧量少,致使相当数量的氧剩余,下风侧氧浓度一般保持在15% (体积浓度) 以上,故称为富氧燃烧。

富氧类燃烧火源分带如图6-2所示。此类火灾在冷却带和焦化带与富燃料类火灾相似,只是因火势较小,焦化带中氧浓度降低较少。在燃烧带,由于富氧燃烧时温度较低,分解的挥发性气体量较少,全部在该带燃烧中耗尽,无显著的高温热解带,也不存在剩余燃料分带。在燃烧带,风流中氧浓度的减少远小于富燃料类火灾,风流温度和碳化物浓度也低于富燃料类火灾。

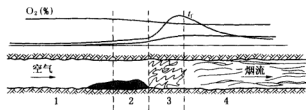


图6-2 富氧燃烧火灾火源分带示意图

1—冷却带; 2—焦化带; 3—燃烧带; 4—预热带

富氧燃烧与富燃料燃烧类火灾的基本特征详见表6-1。

5. 根据发火性质不同分

根据发火性质不同可分为原生火灾与再生火灾。

(1) 原生火灾:指初生火灾。

(2) 再生火灾是指由原生火灾而引起的火灾,也称为次生火灾。

在原生火灾的发展过程中,含有可燃物的高温烟流,由于缺氧而未能完全燃烧。在排烟道路上,一旦与新鲜风流汇合,很可能再次燃烧。特别是正处于干燥的木支架支护区,

表 6-1 富氧燃烧与富燃料燃烧的基本特征

| 分类 性质 | 富燃料燃烧 (受限燃烧) | 富氧燃烧 (非受限燃烧) |
|----------|-------------------|------------------|
| 基本特征 | 燃料多、供氧不足 | 燃料不足、供氧多 |
| 特点 | 火源范围大、火势大、蔓延快 | 火源范围小、火势小、蔓延慢 |
| | 耗氧少、剩余氧多 (15% 左右) | 耗氧多、剩余氧少 (2% 左右) |
| | 可燃物挥发物基本耗尽 | 剩余大量可燃物挥发物 |
| | 不易引起再生火源和爆炸 | 易引起再生火源和爆炸 |
| | 危险性稍小 | 危险性更大 |

由于高温烟流的烧烤,木材已达到燃点,只是因缺氧而不能燃烧,一旦有新风供给最易形成次生火灾(也称为火灾的“跳蛙”现象)而扩大受灾范围。例如,1961年3月16日,抚顺胜利矿西部零路泵房油浸开关发生火灾时,曾使西部零路下车场和西二采区发生了再生火灾。

6. 井下火灾按其发火地点和对矿井通风的影响分类

井下火灾按其发火地点和对矿井通风的影响可分为:上行风流火灾,下行风流火灾和进风流火灾。

1) 上行风流火灾

上行风流是指沿倾斜或垂直井巷、回采工作面自下而上流动的风流,即风流从低标高点向高标高点流动。发生在这种风流中的火灾,称为上行风流火灾。当上行风流中发生火灾时,因热力作用而产生的火风压,其作用方向与风流方向一致,也与矿井主要通风机风压作用方向一致。在这种情况下,主干风路(从进风井流经火源,到回风井)的风流方向一般是稳定的,即具有与原风流相同的方向,烟流将随之排出,而所有其他与主干风路并联或者在主干风路火源后部汇入的旁侧支路风流,其方向是不稳定的,甚至可能发生逆转,形成风流紊乱事故。因此,所采取的防火措施应力求避免发生旁侧支路风流逆转。

2) 下行风流火灾

下行风流是指沿着倾斜或垂直井巷、回采工作面(如进风井、进风下山以及下行通风的工作面)自上而下流动的风流,即风流由高标高点向低标高点流动。发生在这种风流中的火灾,称为下行风流火灾。在下行风流中发生火灾时,火风压的作用方向与矿井主要通风机风压的作用方向相反。因此,随火势的发展,主干风路中的风流,很难保持其正常的原有流向。当火风压增大到一定程度,主干风路的风流将会发生反向,烟流随之逆退,从而酿成风流紊乱事故。

在下行风流内发生火灾时,通风系统的风流由于火风压作用所发生的再分配和流动状态的变化,要比上行风流火灾时复杂得多,因此,需要采用特殊的救灾灭火技术措施。

3) 进风流火灾

发生在进风井、进风大巷或采区进风路内的火灾,称为进风流火灾。之所以要区别出这种类别的火灾,主要是由于其特征、对井下职工的危害以及可能采取的灭火技术措施,在更大程度上又有别于上、下行风流火灾。发生在进风风流内的煤的自燃火灾,一

般不易早期发现,发生后又因供氧充分,发展迅猛,不易控制。而井下采掘人员又大都处于下风侧,极易遭受高温火烟的危害,造成中毒伤亡事故。在很多情况下,即使是矿井有所准备,如给工人配备自救器等,但在这种火灾中依然可发生大量的人员伤亡事故。对于这种火灾,除了根据发火风路的结构特性(上行还是下行),使用相应的控制技术措施外,更应根据风流是进风流的特点,使用相应的技术措施,如全矿、区域性或局部反风等。

7. 其他分类方法

(1) 按发火地点分:井筒火灾、巷道火灾、采面火灾、煤柱火灾、采空区火灾和硐室火灾等。

(2) 根据燃烧物不同分:机电设备(胶带、电缆、变压器、开关、风筒等)火灾、火药燃烧火灾、油料火灾、坑木火灾、瓦斯燃烧火灾和煤炭自燃火灾等。

以上是矿井火灾的主要分类方法,了解它们对制订矿井防灭火技术措施具有重要的意义。对于第四种分类方法,我国目前还未采用,介绍它旨在为矿井火灾防治和救灾提供参考。

二、矿井火灾的特点

井下火灾一般发生在有限的空间内,尤其是煤炭自燃往往发生在采空区和煤柱里,其燃煤过程比较缓慢,没有较大的火焰,外部征兆不十分明显,火灾初期人们难以察觉,同时灭火工作也较困难。由于煤矿生产的特殊性,矿井火灾表现出以下特点:

(1) 井下空间狭小,火灾一旦发生,人员躲避及灭火工作较为困难。

(2) 井下火灾往往伴有大量的CO等有毒有害气体产生,并随风蔓延。受灾面积大,伤亡人员多。

(3) 发火地点很难接近,灭火时间长,特别是自燃火灾,面积大,隐蔽性强,氧化过程又比较缓慢,发火后长时间不易扑灭,有的火区长达几十年。

(4) 井下火灾不仅烧毁大量的煤炭资源和设备,同时为了灭火,往往还要留设大量的隔离煤柱封闭火区。如大同矿区各矿,因井下煤炭自燃而造成的冻结和呆滞煤量达到1000万t。

(5) 在有瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井中,火灾发生的高温 and 明火,容易引起爆炸事故。

因此,需要研究和掌握矿井火灾发生的原因及规律,以便及时采取有效的防、灭火措施,确保安全生产。

三、矿井火灾发生的条件

矿井火灾发生的原因虽是多种多样,但每一场火灾的发生都必须同时具备以下3个方面的条件,这3个条件构成火灾的基本要素,归纳起来有热源、可燃物、空气,俗称火灾3要素。

1. 热源

具有一定温度和足够热量的热源才能引起火灾。在矿井中,煤的自燃、瓦斯煤尘爆炸、放炮作业、机械摩擦、电流短路、吸烟、烧焊以及其他明火等都可能成为引火的热源。

2. 可燃物

在煤矿矿井中,煤本身就是个大量而且普遍存在的可燃物。另外,坑木、各类机电设备、各种油料、炸药等都具有可燃性。可燃物的存在是火灾发生的基础。

3. 空气

燃烧就是剧烈的氧化现象。任何可燃物尽管有热源点燃,但是若缺乏足够的氧气,燃烧就不能持续,所以空气的供给是维持燃烧不可缺少的条件。实验证明,在氧浓度为3%的空气环境里,燃烧不能维持;空气中的氧浓度在12%以下,瓦斯失去爆炸性,而在14%以下,蜡烛就要熄火。因此,这里所说的空气是指含有足量氧气的矿井空气,而不是贫氧的空气。

以上介绍的火灾3要素必须是同时存在,相互配合,而且达到一定的数量,才能引起矿井火灾。矿井火灾的防治与扑灭都是从这3个方面要素来考虑的。

四、矿井火灾的危害

1. 产生大量的有毒有害气体和高温烟流

矿井火灾发生后,不但产生光和强烈的热辐射及高温,而且还出现大量高浓度的烟雾,随着火灾的发展,火焰将越来越浓,同时温度也越来越高。火源附近温度往往超过1000℃以上,而高温烟流,在离火源很远的地点,也达100℃以上,同时在这些高温烟流中含有大量的有毒有害气体(如CO、CO₂等)以及其他可燃气体。在它流经的沿途上不仅毒化矿内大气,而且可引起再生火灾,严重威胁井下人员安全;也会使矿井大气严重缺氧,使人员窒息而亡。

2. 引起瓦斯、煤尘爆炸

在有瓦斯、煤尘爆炸危险的矿井内发生火灾,其危害性更大。火灾可能引起瓦斯、煤尘爆炸,甚至出现连续爆炸,从而扩大受灾范围。

正常情况下,矿内大气中可燃物质有瓦斯和煤尘等。发生火灾时,还会混入一些煤干馏的产物,如甲烷(CH₄)、乙烯(C₂H₄)、乙炔(C₂H₂)和氢(H₂)等。另外,还有一些CO和不完全燃烧的碳质微粒也可能混入。这种情况是矿井燃烧发火后救灾过程中常常遇到的危险现象,不论是高瓦斯矿井还是低瓦斯矿井都可能发生。

发生火灾时,通过测定,CO很少有超过6%的情况。从爆炸的观点看,仅凭CO还不能构成爆炸危险,因为CO的爆炸下限为13%。然而,当它一旦和那些爆炸下限比较低的碳氢化合物(甲烷为5%、乙烯为4%、苯为2%)混合在一起,极容易形成易爆的混合气体,产生爆炸。除此之外,在火焰成分中还含有不少的碳质微粒,它也能够构成爆炸的因素。

发火时出现的瓦斯或煤尘爆炸事故,国内外均有所见。如1932年波兰的卡尔矿即发生过这种爆炸事故。但常见的是构筑密闭墙时候易发生瓦斯爆炸,而在直接灭火时却很少发生。在筑建密闭墙时,可能给火区内的风流造成反向有利条件,风流反向后,已经冷却了的爆炸气体又重新流向火源,产生爆炸。

3. 引起矿井风流状态紊乱

煤炭氧化燃烧出现火焰的最初阶段,井下的风流以及火焰均沿着燃烧前的风流方向流动。此后,由于温度的升高以及矿井大气成分的改变,形成一种与自然风压作用相仿的火

风压。这种火风压除具有减少或增加全矿总风量的作用外,同时还能引起矿井通风网路中某些风流方向的变化。风流方向发生了变化,使井下那些似乎是安全的地区也会突然出现火焰,使远离火源在独立风流中工作的人们中毒或窒息。火灾时风流状态的紊乱主要有以下3种。

(1) 风流逆转:由于火风压的作用,使矿井通风网路中某些风流的方向发生变化,火焰及其产物出现在火源前的旁侧风流及主干风流中的现象,称为风流逆转。

(2) 烟流倒退:在着火巷道火源上风侧,新鲜风流继续沿巷道底部供风的同时,烟流沿巷道顶部逆向流出,形成了烟流倒退。风流倒退可能发生在着火巷及其相连的主干风路上。

(3) 烟流滚退:在新鲜风流沿巷道底部按原风向流入火源的同时,火源产生的烟流沿上风侧巷道顶部逆向回退并翻卷流向火源,形成了烟流滚退。在一定条件下,这种现象也可能发生在下风侧。

逆转是以同种流体单向流动为主,倒退是不同流体(烟流与新鲜风流)异向流动,滚退是在同一端面上既有新风和烟流的异向流动,又有烟流翻卷引起的同种流体异向流动。滚退是倒退和逆转发生的先兆。

4. 产生再生火源

井下发生火灾时,如果在高温的火烟流经的路程渗入新鲜风流,将会在渗风地点重新发生燃烧,并引起木支架和煤壁燃烧而形成再生火源。再生火源的产生,有两种情况:

(1) 火烟中含有可燃性成分。高温的火烟在其流动的路程上,一旦渗入了新鲜风流,增加供氧量,就可能重新燃烧起来,继而引燃木支架和煤壁。这种现象大多发生在巷道的交叉点,因为这些地点由于缺氧而没有燃烧的火烟会因重新得到氧气而燃着。

(2) 火烟内不含可燃性成分。有时尽管火烟内不含有可燃性成分,但是如果它的温度甚高,在其流经的沿途,完全有可能使木支架或者巷道两帮的煤壁加热到着火温度。一旦新鲜风流流入此处,支架或煤壁就会燃烧起来,造成再生火源。1932年波兰的赫瓦沃维茨矿即发生过一次类似的故事。当时在回风石门的地方,由于外因引起了一场木支架火灾。在这种情况下,显然火烟不会含有大量的可燃性物质,但是在离火源几百米的石门穿过煤层的地方却发现了火源,使木支架和煤壁都发生了燃烧。这一现象说明,尽管火烟本身不含有可燃性物质,但其温度高,也将引燃其周围接触到的易燃物质,形成第二个火源。

因此,矿井发生火灾时,救护人员不仅需要対火区采取有效措施,而且还必须注意高温火烟流经的路途,以免发生再生火源,使救灾工作复杂化。

5. 破坏矿井正常生产秩序

矿内火灾可造成大量煤炭资源被烧毁,缩短矿井服务年限。同时大量的可采煤量封闭在隔绝区中不能开采,从而使矿井正常生产秩序遭到破坏,造成采掘衔接的紧张。

6. 造成国家财产与资源的损失较大

矿井内发生煤炭自燃,除了要支付灭火费用,造成资金浪费,更严重的是造成资源的损失,设备冻结和停产的浪费。

1956年,波兰煤矿由于发火封闭准备巷道24km,开采工作面长度3.5km,每天损失产量2万t。我国煤炭自燃每年可达450次之多,形成火区尚未熄灭的共300余个,冻结了大量煤炭。

第二节 矿井火灾的防治

一、内因火灾及其防治

(一) 煤炭自燃理论基础

据统计,我国有47%的矿井开采有自燃倾向性的煤层,矿井火灾事故中,自然发火占整个火灾事故的70%,个别矿区甚至达95%以上,因自然火灾事故造成的冻结煤量达6000多万t,严重影响煤矿生产的接替,因此,自然火灾是矿井防灭火工作中的治理重点。

矿井自然发火事故,对煤矿安全生产的危害在某种意义上来说并不亚于瓦斯、煤尘爆炸事故。煤炭自然发火与外因火灾相比,其发生、发展缓慢、演变过程有规律,可在它形成的初期发现。但是,由于它大多数发生在人们难以到达的采空区、破裂的煤柱之内,所以,有时人们即使发现了自然发火征兆,也不容易找到真正的火源点;加之在自然发火初期,矿内空气温度、气体成分和湿度的变化都比较大,就更难发现;一旦发现其外部征兆,煤炭自燃已发展到后期。所以,自然火灾对煤矿安全生产和矿工生命的危害性更大。

1. 煤炭自燃机理

煤为什么能自燃?不少学者对此做了不懈的努力和探索,并提出了的许多假说,主要有黄铁矿作用学说、细菌作用学说、酚基作用学说、煤氧化化学说等。

随着科学技术的进步和生产的发展,人们发现虽然在高变质富含黄铁矿的煤层发生自燃,但完全不含黄铁矿的煤也发生自燃;煤即使在真空中让细菌充分死亡的条件下,其自然发火危险性也未降低。这说明用黄铁矿作用学说和细菌作用学说解释煤的自然发火现象是不完备的。酚基作用学说认为:煤中不饱和的化合物与空气中氧的作用,是引起煤炭自燃的主要原因。有人认为酚基作用学说实际上是煤氧化合作用,或者是煤氧作用学说的补充。目前,煤氧化化学说已被较多的人们所接受。该学说认为:煤在常温下即已吸收空气中的氧而发生氧化作用,开始时是在煤的表面生成不稳定的初级氧化物。先是氢气、氧化生成羟基(OH),其次是碳素氧化生成羧基(COOH),然后再生成一氧化碳(CO)。在此过程中同时放出少量的热。随着热量的积聚,煤与氧之间的相互作用也加速。当原子侵入煤分子的深部后即生成较为复杂的碳氢化合物。先前生成的不稳定化合物即行分解,产生水蒸气、一氧化碳(CO)、二氧化碳(CO₂)等。在这后一过程中,随同生成大量的热(占氧化作用中全部热量的60%~70%),热量积聚下来加速了煤的自燃作用,当温度达到煤的着火温度(或叫燃点)后,便由自热作用进入自燃。

2. 煤的氧化特性

从煤氧化化学说观点出发,认为评价煤的自燃倾向性,即化学活动性的最合适的指标应该是煤的吸氧速度。人们利用测定煤炭吸氧速度常数的方法,在实验室做了大量的实验,揭示了煤炭氧化规律:

(1) 所有品种的煤在常温下都吸氧,但吸氧速度不同,它取决于煤的分子结构和物理化学性质;

(2) 煤的吸氧速度与所在空气中的氧浓度成正比;

- (3) 在温度不变条件下, 吸氧速度常数随时间按指数规律衰减;
- (4) 吸氧速度常数与煤自身温度之间符合幂函数关系;
- (5) 煤在氮气中加热后再冷却可使它的活性增加, 并有重新恢复到原有活性的可能;
- (6) 吸氧速度常数与粒度之间成复杂关系, 没有接触过氧的新鲜煤粒度越小, 其表面积越大, 吸氧速度也越大, 但随时间衰减得也越快。

3. 自然发火与自然发火期

1) 发火

在理论上, 自然发火是指有自燃倾向性的煤层被开采破碎后在常温下与空气接触, 发生氧化, 产生热量使其温度升高, 出现发火和冒烟的现象。在《矿井防灭火规范》中规定出现下列现象之一, 即为自然发火。

- (1) 煤因自燃出现明火、火炭或烟雾等现象;
- (2) 由于煤炭自热而使煤体、围岩或空气温度升高至 70°C 以上;
- (3) 由于煤炭自热而分解出 CO 、 C_2H_4 (乙烯) 或其他标志性气体, 在空气中的浓度超过预报指标, 并呈逐渐上升趋势。

2) 煤层自然发火期

从 (火源处的) 煤层被开采破碎、接触空气之日起, 至出现上述定义的自然现象或温度上升到自燃点为止, 所经历的时间叫煤层的自然发火期, 以月或天为单位。矿井自然发火中发火最短的时间叫做矿井最短自然发火期。煤层的自然发火期取决于煤的内部结构和物理化学性质、被开采破坏后的堆积状态参数 (分散度)、裂隙或空隙度、通风供氧、蓄热和散热等外部环境等因素。

4. 煤炭自燃条件及分布地点

1) 煤炭自燃的必要条件

煤炭自燃的必要条件是:

- (1) 有自燃倾向性的煤被开采后呈破碎状态, 堆积厚度一般要大于 0.4m ;
- (2) 有较好的蓄热条件;
- (3) 有适量的通风供氧。通风是维持较高氧浓度的必要条件, 是保证氧化反应自动加速的前提。实验表明, 氧浓度大于 15% 时, 煤炭氧化方可较快进行;
- (4) 上述三个条件共存的时间大于煤的自然发火期。

上述 4 个条件中, 第一条是最根本的, 它取决于成煤物质和成煤条件, 表示煤与氧相互作用的能力, 它是影响自燃倾向性和自然发火期长短的重要因素。当对比不同煤田、不同煤层的自然发火倾向时, 煤的物理化学性质不容忽视。当研究同一煤层的不同开采方法对自然发火的影响时, 则要着重分析形成煤炭自燃的外界条件。

氧是使煤自燃的重要因素。当空气中氧含量低于 10% 时, 则具有窒息性; 当空气中氧含量低于 15% 时, 可以预防自然发火。由于这种原因, 采空区内并不是每个地方都会自然发火的。

空气流动速度的大小, 是氧化热量能否积聚的重要条件。在采空区内如果渗流速度太大, 热量则不能积聚, 不易形成煤炭自燃。如果渗流速度过低, 则会供氧不足, 氧化非常缓慢, 也不能形成自燃。煤炭自燃都是在风速比较适中的情况下发生的。大量事实证明, 在采空区内, 风速由高变低或由低变高的区域往往是容易发生煤炭自燃的区域。显然, 在

渗流速度变化的区域内,往往存在风速适中的区域,这个区域又称“易燃风速区”。

时间也是形成煤炭自燃的重要条件,并用“自然发火期”来区别煤炭自燃的难易程度或自燃倾向程度。在自然发火严重的矿井,常常以自然发火期作为划分采区的依据。

大量事实说明,只要同时具备上述四个条件,煤炭自然发火即可发生。但实际上很难找出两次煤炭自然发火的发生条件是完全相同的。这样,对煤炭自然发火的条件就很难作出定量分析。

2) 煤炭自燃经常发生的地点

煤炭自燃经常发生的地点有:

(1) 有大量遗煤而未及时封闭或封闭不严的采空区(特别是采空区内的联络眼附近和停采线处);

(2) 巷道两侧和遗留在采空区内受压的煤柱;

(3) 巷道内堆积的浮煤或煤巷的冒顶、垮帮处。

5. 影响煤炭自然发火的因素

1) 影响煤炭自燃的内在因素

(1) 煤的变质程度。各种牌号的煤都有发生自燃的可能,但在褐煤矿井,煤化程度低的一些煤层自然发火次数要多一些。烟煤矿井以开采煤化程度最低的长焰煤和气煤自燃的危险性较大,贫煤则较小。在煤化程度高的无烟煤矿井自然发火较为少见。所以可以认为:煤化程度越高的煤,自燃倾向性越小,但决不能以煤化程度作为判定自燃倾向性大小的唯一标志。因为生产实践证明,煤化程度相同的煤有的具有自燃特性,有的却不具有自燃特性。

(2) 煤的水分。煤中的水分是影响其氧化进程的重要因素,在煤的自热阶段。由于水分的生成与蒸发必然要消耗大量的热。煤体中外在水分没有全部蒸发之前很难上升到 100°C ,这就是水分大的煤炭难以自燃的原因。但是,煤中的水分又能充填于煤体微小的孔隙中,把氮气、二氧化碳、甲烷等气体排除,当干燥以后对其吸附作用起活化作用。水分的催化作用随煤温的增高而增大,所以地面煤堆在雨雪之后容易发生自燃,井下灌浆灭火,疏干之后自燃现象更为强烈。另外,对于含有黄铁矿的煤层,水分是促使黄铁矿分解不可缺少的条件。从这方面来看,水分又有利于煤炭自燃的发生。

表6-2是抚顺矿区1949~1992年统计的煤层含水率与自然发火的关系。

表6-2 煤体含水率与自然发火关系

| 含水指标 | 合计 | 煤体水分/% | | | | | 煤体水分/% | | | | | | |
|--------|-----|--------|------|-------|-------|-------|--------|-------|-------|-------|--------|------|--|
| | | <1 | 1~2 | 2.1~3 | 3.1~4 | 4.1~5 | 5.1~6 | 6.1~7 | 7.1~8 | 8.1~9 | 9.1~10 | 不明 | |
| 发火次数/次 | 158 | 7 | 42 | 52 | 23 | 2 | 5 | 3 | 0 | 3 | 5 | 2 | |
| 比率/% | 100 | 4.7 | 26.6 | 32.6 | 14.6 | 1.2 | 3.2 | 1.9 | 0 | 1.9 | 3.2 | 10.1 | |

由表6-2可以看出,在158次自然发火事故中,有117次是发生在煤层含水率为1%~4%的煤层,占发火总数的74.1%;而发生在煤层含水率小于1%或大于4%的自然发火仅为25次,占发火总次数的15.8%。因此,在开采过程中经常保持煤层中的含水率大于

4%，这对减少煤的自燃、降低煤尘发生量和减小冲击地压发生的频率及强度都是有益的。

(3) 煤岩成分。煤的岩石化学成分有丝煤、暗煤、亮煤和镜煤。它们有不同的氧化性。具有纤维构造而表面吸附能力很高的丝煤，在常温下吸氧能力极强，着火点低（仅为190~270℃），可以起到“引火物”的作用。所以，含丝煤越多，自燃倾向性就越强；相反，含暗煤越多，越不易自燃。

(4) 煤的含硫量。同牌号的煤中，含硫矿物（如黄铁矿）越多，越易自燃。这是由于煤中所含的黄铁矿在低温氧化时生成硫酸铁和硫酸亚铁，体积增大，使煤体膨胀而变得松散，增大了氧化表面积，同时黄铁矿氧化时放出的热量也促进了煤炭自燃。

(5) 煤的孔隙率和脆性。煤炭孔隙率越大，越易自燃。这是因为孔隙率越大，氧气越易渗入煤的内部。变质程度相同的煤，脆性越大，越易自燃。因为煤的脆性大小与该种煤炭是否易于破碎和形成煤粉有关。完整的煤体一般不会发生自燃，一旦呈破碎状态则使煤的吸氧表面积增大，着火点明显降低，使其自燃性显著提高。

(6) 煤层瓦斯含量。瓦斯通常是以游离状态和吸附状态存在于煤体的孔隙、裂隙、裂缝中和表面上，这两种瓦斯是以压力状态存在的，吸附瓦斯在煤体卸压、温度上升等客观条件下，可产生解吸现象，吸附瓦斯转变成游离瓦斯，亦具有流动性。因此，处于原始状态的瓦斯或以压力状态存在的瓦斯对侵入煤体中的空气起到抑制作用。因为吸附瓦斯吸附在煤分子的表面上并形成一层气膜，可阻止氧与煤接触，所以，煤层中瓦斯具有较好的阻化作用，是防止煤自然发火的有利因素。

其他如煤层的含油量、导热性、煤中的固定炭和灰分含量等因素也影响煤炭自燃倾向性。

2) 影响煤炭自燃的外因条件

煤炭自燃的外在条件决定于煤炭接触到的空气量和外界的热交换作用，这两个因素与煤层的埋藏条件（地质条件）和其开采方法（采掘技术因素）有着错综复杂的联系，其中外在因素有：

(1) 地质因素：包括煤层厚度、倾角和围岩的性质。煤层厚度或倾角越大，自燃危险性就越大。这是因为：开采厚煤层或急倾斜煤层时，煤炭回收率低、采区煤柱易遭破坏、采空区不易封闭；煤是不良导体，煤层越厚，越易积聚热量；松散岩石的热导率很低，冒落的岩石包围浮煤，浮煤产生的热量也不易散发，所以，煤层越厚、倾角越大，发火几率就越大。

统计资料表明，煤层地质变动较大的地区煤层自然发火比变动较小的地区多，除了决定于地质变动区煤炭特性外，更重要的还是取决于矿压的积极活动。

煤层顶板的性质，在一定程度上影响煤炭的自燃过程，如果顶板坚硬不易冒落则易造成煤层和煤柱破坏，最终导致自然发火；如果顶板易于垮落，并能够严密地充填采空区且很快地被压实，火灾即不易形成，即使发生了火灾其规模也不会很大。

(2) 开采技术因素。

开拓方式：实践经验表明，开拓布置对有自然发火煤层的矿井影响很大。要求巷道系统简单，采用石门、岩巷开拓、少留煤柱、减少对煤体的切割，这对消除发火隐患是有利的。

采煤方法：采煤方法对发火的影响主要表现在回采率的高低、回采时间的长短及顶板

管理和煤层切割等方面。如刀柱式、长壁式采煤法留煤皮、假顶以及回采率较低的水力采煤法对防火均不利。

通风条件：通风对自燃的主要影响主要表现在采空区、煤柱和煤壁裂隙的漏风。漏风使这些地点煤氧化生热，生热多少和生热能否积聚取决于漏风风速的大小。当风速过小时，漏风供氧量很小，氧化生热少，不易自热和自燃；当漏风风速过大时，供氧充足，氧化生成的热量易被带走，同样不能形成热量积聚，煤也不能自燃；只有当漏风既有较充分的供氧条件，同时氧化生成的热不易带走，热量积聚起来，自燃才会发生。

6. 煤的自燃过程及其特点

煤炭的自燃过程按其温度和物理化学变化特征，分为潜伏（或准备）、自热、自燃和熄灭4个阶段，如图6-3所示。图中虚线为风化进程线。潜伏期与自热期之和为煤的自然发火期。

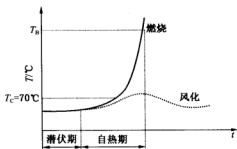


图6-3 煤自燃过程温度与时间关系

1) 潜伏（自燃准备）期

自煤层被开采、接触空气起至煤温开始升高的时间区间称之为潜伏期。在潜伏期，煤与氧的作用是以物理吸附为主，放热很小，无宏观效应；经过潜伏期后，煤的燃点降低，表面的颜色变暗。

潜伏期长短取决于煤的分子结构、物理化学性质。煤的破碎和堆积状态、散热和通风供氧条件等对潜伏期的长短也有一定影响，改善这些条件可以延长潜伏期。

2) 自热阶段

温度开始升高起至其温度达到燃点的过程叫自热阶段。自热过程是煤氧化反应自动加速、氧化生成热量逐渐积累、温度自动升高的过程。其特点有：

- (1) 氧化放热较大，煤温及其环境（风、水、煤壁）温度升高；
- (2) 产生 CO 、 CO_2 和碳氢（ C_nH_n ）类气体产物，并散发出煤油味和其他芳香气味；
- (3) 有水蒸气生成，火源附近出现雾气，遇冷会在巷道壁面上凝结成水珠，即出现所谓“挂汗”现象；
- (4) 微观结构发生变化。

在自热阶段，若改变了散热条件，使散热大于生热；或限制供风，使氧浓度降低至不能满足氧化需要，则自热的煤温度降低到常温，称之为风化。风化后煤的物理、化学性质发生变化，失去活性，不会再发生自燃。

3) 燃烧阶段

煤升温达到其自燃点后，若能得到充分的供氧（风），则发生燃烧，出现明火。这时会生成大量的高温烟雾，其中含有 CO 、 CO_2 以及碳氢类化合物。若煤升温达到自燃点，但供风不足，则只有烟雾而无明火，此即为干馏或阴燃。煤炭干馏或阴燃与明火燃烧稍有不同， CO 多于 CO_2 ，温度也较明火燃烧要低。

4) 熄灭

自燃及时被发现，采取有效的灭火措施，使煤温降至燃点以下，燃烧熄灭。

(二) 火灾预测与预报

自然发火的预测是指根据煤田地质勘探或在矿井开采的过程中所采集的煤样的分析化验结果和自然发火的统计资料,判定待开采煤层的自燃严重程度及其在空间上的分布规律,为制定防火措施提供可靠的依据。

1. 煤层自燃倾向性的鉴定方法

我国从20世纪50年代开始采用前苏联的方法,即着火温度降低值法,也叫 ΔT 法。一直用到80年代初,没有新的发展。1987年抚顺分院提出了一种新的步入现代水平的方法——双气路气相色谱仪吸氧鉴定法,使用的仪器为ZRJ-1型煤自燃倾向性检测仪,该法已于1987年通过部级鉴定。

所谓双气路气相色谱仪吸氧鉴定法,就是用现代色谱技术,在流动空气状态下测定煤在低温下的吸氧能力(量和速度),作为指标来判别煤的自燃倾向性。此法工艺简单、快速、数据精确可靠。使用此方法时,操作人员只需粉碎煤样,安装样品管,调节阀门等。使用的试剂只有氧和氮,无有害物质,且在低温下操作,符合卫生要求。

此方法根据测定结果,按煤的吸氧能力将煤分为三类,见表6-3。

表6-3 煤的自燃倾向性分类

| 自燃等级 | 自燃倾向性 | 30℃常压条件下煤吸氧量/($\text{cm}^3 \cdot \text{g}^{-1}$) (干燥) | | |
|------|-------|---|-------------|-------------------|
| | | 褐煤、烟煤类 | 高硫煤、无烟煤类 | |
| I | 容易自燃 | ≥ 0.8 | ≥ 1.00 | 全硫(af,%) > 2.00 |
| II | 自燃 | 0.41 ~ 0.79 | ≤ 1.00 | 全硫(af,%) > 2.00 |
| III | 不易自燃 | ≤ 0.40 | ≥ 0.80 | 全硫(af,%) < 2.00 |

2. 煤层自然发火期的预测方法

1) 煤层的自然发火期估算方法

目前我国规定采用统计比较和类比的方法确定煤层的自然发火期。其方法如下:

(1) 统计比较法。此法适用于生产矿井,矿井生产建设期间,应对煤层自然情况作认真的统计和记录,将同一煤层发生的自燃火灾逐一比较,以其发火时间最短者作为该煤层的自然发火期。

(2) 类比法。此法适用于新建矿井,即通过与该煤层的地质构造、煤层赋存条件和开采方法相似的生产矿井类比,估算煤层的自然发火期。

2) 延长煤层自然发火期的途径

煤炭自燃的发展过程受自燃倾向性(即低温时的氧化性)、堆积状态、通(漏)风强度(风量和风速)以及与周围环境的热交换条件等多种因素影响,其发展速度是可以通过人为措施而改变的,因此,煤层的自然发火期是可以延长的。其途径有:

(1) 减小煤的氧化速度和氧化生热。减小漏风,降低自热区内的氧浓度;选择分子直径较小、效果好的阻化剂或固体浆材,喷洒在碎煤或压注至煤体内使其充填煤体的裂隙,阻止氧分子向孔内扩散。

(2) 增加散热强度,降低温升速度。增加遗煤的分散度以增加表面散热量;对于处

于低温时期的自热煤体可用增加通风强度的方法来增加散热；增加煤体湿度。

3. 火灾的预报

所谓矿井火灾预报，就是根据火灾发生和发展的规律，应用成熟的经验和先进的科学技术手段，采集处于萌芽状态的火灾信息，进行逻辑推断后给出火情报告。及时而准确地进行火灾早期预报，可以弥补预防之不足。矿井火灾预报的方法，按其原理可分为：

1) 利用人体生理感觉预报自然发火

依靠人体生理感觉预报矿井火灾的主要方法有：

(1) 嗅觉。可燃物受高温或火源作用，会分解生成一些正常时大气中所没有的、异常气味的火灾气体。例如煤炭自热到一定温度后出现具有煤油味、汽油味和轻微芳香气味非饱和碳氢化合物；橡胶、塑料制品在加热到一定温度后，会产生烧焦味。人们利用嗅觉嗅到这些火灾气味，则可以判断附近的煤炭和胶塑制品在燃烧。

(2) 视觉。煤炭氧化自燃初期生成水分，往往使巷道内湿度增加，出现雾气或在巷道壁挂有平形水珠；浅部开采时，冬季在地面钻孔或塌陷区处发现冒出水蒸气或冰雪融化的现象。当然井下两股温度不同的风流汇合处也可能有雾气出现。同时透水事故的前兆也会有水珠出现。因此，在井下发现雾气或水珠时，要结具体条件加以分析，得到正确的结论。

(3) 温度感觉。煤炭自燃或自热、可燃物燃烧会使环境温度升高，因此，从该处流出的水和空气的温度较正常时高。

(4) 疲劳感觉。煤炭氧化自燃过程中，从自热到自燃阶段都要放出有害气体（如 CO_2 、 CO ），这些气体能使人头痛、闷热、精神不振、不舒服、有疲劳感觉。当然，生病时也有类似感觉，因此，当井下出现这种现象时，要结具体情况认真分析，如果是多数人的感觉，那更要提高警惕，查明原因，以防煤层自然发火。

但是人的直接感觉不是早期识别煤炭自燃的可靠方法，所以还必须使用仪器仪表判断煤炭自燃的发生。

2) 气体成分分析法

用仪器分析和检测煤在自燃和可燃物在燃烧过程中释放出的烟气或其他气体产物预报火灾。

标志性气体及其临界指标：能反映煤炭自热或可燃物燃烧初期特征的、并可用来作为火灾早期预报的气体称标志性气体。标志性气体必须具备如下条件：①灵敏性，即正常大气中不含有，或虽含有但数量很少且比较稳定，一旦发生煤炭自热或可燃物燃烧，该种气体浓度就会发生较明显的变化；②规律性，即生成量或变化趋势与自热温度之间呈现一定的规律和对应关系；③可测性，可利用现有的仪器进行检测。

常用的标志性气体：

(1) 一氧化碳（ CO ）。一氧化碳生成温度低，生成量大，其生成量随温度升高呈指数规律增加，是预报煤炭自燃火灾的较灵敏的指标之一。在正常时若大气中含有 CO ，则采用 CO 作为标志性气体时要确定预报的临界值。确定临界值时一般要考虑下列因素：①各采样地点在正常时风流中 CO 的本底浓度；②临界值时所对应的煤温适当，即留有充分的时间寻找和处理自热源。

应该指出的是，应用 CO 作为标志性气体预报自然发火时，要同时满足两点： CO 的

浓度或绝对值要大于临界值；CO 的浓度或绝对值要有稳定增加的趋势。

(2) Graham 系数 I_{CO} 。J. J. Graham 提出了用流经火源或自热源风流中的 CO 浓度增加量与氧浓度减少量之比作为自然发火的早期预报指标。

根据 Graham 指数预报矿井火灾时，不同的矿井有不同的临界指标。抚顺老虎台矿（气煤）总结多年的经验，从 7 万多个气样中筛选出 431 个有发火隐患的气样，得出煤在自燃的发生、发展过程中不同阶段的 Graham 指数为：预警值 $I_{CO} = 0 \sim 0.45$ ；临界值 $I_{CO} = 0.46 \sim 4$ ；报警值 $I_{CO} = 4.1 \sim 9$ 。

(3) 乙烯 (C_2H_4)。实验发现，煤温升高到 $80 \sim 120^\circ C$ 后，会解析出乙烯、丙烯等烯烃类气体产物，而这些气体的生成量与煤温成指数关系。一般矿井的大气中是不含有乙烯的，因此，只要井下空气中检测出乙烯，则说明已有煤炭在自燃了。同时根据乙烯和丙烯出现的时间还可推测出煤的自热温度。淮南新集、山东柴里等矿区采用乙烯作为标志性气体预报自燃火灾收到良好效果。

国外有的煤矿采用烯炔比（乙烯和乙炔 (C_2H_2) 之比）和链烷比 (C_2H_6/CH_4) 来预测煤的自热与自燃。

由于煤中热解的产物与煤的种类有密切的关系，因此选择标志性气体时一定在实验的基础上进行，而且采用多种标志性气体配合预报较为合适。

3) 束管监测系统

现在大多数矿井使用束管监测系统连续监测井下空气成分变化，如图 6-4 所示，束管监测系统一般由束管、附件（连接器、粉尘过滤器、水分捕集器、火焰阻止器）、抽气

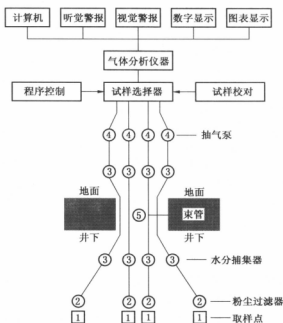


图 6-4 束管检测系统示意图

泵、气样选取器、气相色谱分析仪等组成,利用抽气系统将井下测点气体经过束管抽到井上,经气体选取器依次将不同测点的气样送往色谱仪进行分析。其优点为采取气样比较及时,能连续监测,分析数据比较精确可靠,现已成为自然发火早期预报的主要手段之一。当然束管法也有不足之处,当输送井下气体到井上的管路长时,取样时间较长,且管理难度较大,管路易发生漏气、堵塞等情况,影响束管的使用效果。因此,为解决这些问题,束管技术又应用了电信号和光缆传输等新技术,即把抽气系统移到井下,使用传感器测量气体浓度,然后把电信号通过电缆或光缆传输到井上计算机进行实时显示。

4) 测量井下发热温度预测自然发火

煤炭自燃的过程中,在自热期后阶段,由于氧化加剧,产生热量增加,使煤体及其周围温度升高。因此,测量发热体及其周围的温度变化是确定煤炭自燃状态的重要参数。

(1) 直接测温法。就是在不破坏现有温度场的情况下,把温度传感器布置在煤炭的易自燃区域,如两道一线及采空区,观测自燃温度随时间的变化趋势,从而判断煤炭自燃的发展阶段和发展趋势。煤的自然发火,一般经过潜伏期、自热期和燃烧期。潜伏期煤的氧化过程发展缓慢,温度一般不超过 70°C ;经过潜伏期之后,煤的氧化速度增加,氧化产生的热量使煤温升高,且升温急剧加速,自热期煤温可达到 $120\sim 150^{\circ}\text{C}$;自热期的发展使煤温上升到着火温度而导致自燃。煤的着火温度因煤种而异,无烟煤为 400°C 、烟煤为 $320\sim 380^{\circ}\text{C}$ 、褐煤小于 300°C 。而预测预报的关键是煤的自燃不能超过自热期。因此,温度传感器应根据这一要求选择,即在 $0\sim 150^{\circ}\text{C}$ 之间。温度传感器的精度要高,并且稳定可靠,达到测温要求。目前,用于煤炭自燃测温的传感器主要有热电偶、铂电阻、半导体传感器等。

(2) 红外线探测火源。红外探测技术的原理:发光物体在发出可见光的同时,还发出一系列不可见的其他电磁波,如红外电磁波等,火源也是如此。在隐蔽地点,当煤自燃的条件形成后,煤层温度逐渐增高的同时,其红外辐射场的强度也在逐渐增大。

依据红外探测技术的原理研制出来的仪器不同于一般的直读式仪器,它不能够直接读出某一测定的温度,只能读出该测点的红外辐射场强度,还必须对根据各探测点的位置和测得的红外场强度画出曲线,并对之进行分析和解释。

红外探测技术的作用:一是进行防火预测,用该方法可以迅速确定出巷道中的低密度段,即易氧化地段,如果该地段中煤的含硫量高、含挥发分高,煤就会进入低温氧化阶段,这样的地点煤就容易自燃,必须进行防火处理;二是进行隐蔽火源探测,如果掘进巷道或采煤工作面相邻综放面采空区,综放面采空区的端头松散煤体由于暴露时间长,极易发生自燃,用这种方法可以迅速确定高温点的位置。

(三) 矿井防火技术措施

1. 开采技术防火措施

矿井开拓系统和采煤方法是影响煤炭自燃的重要因素。因此,在矿井设计、建设以及生产过程中应注意选择合理的开拓系统和采煤方法,采取有效的开采技术措施,防止发生煤炭自燃灾害,以保证矿井生产安全、正常地进行。

从预防煤炭自燃的角度出发,对开拓、开采方法的要求是:煤层切割量少、煤炭回采率高、工作面推进速度快、采空区容易封闭。为满足上述要求,通常应采取下列技术措施。

1) 合理地进行开拓布置

(1) 尽可能采用岩石巷道。开采有自燃倾向性的煤层, 应尽可能采用岩石巷道布置, 以减少煤层与空气接触的暴露面积降低自然发火的可能性。

(2) 分层巷道垂直重叠布置。厚煤层开采时, 各分层巷道应采用垂直或重叠方式布置, 即各分层区段平巷沿铅垂线呈重叠式布置, 可以减小煤柱尺寸甚至不留煤柱, 消除自燃的基本条件, 而且, 区段巷道受支撑压力的影响较小, 维护比较容易。

(3) 分采分掘布置区段巷道。区段平巷应分采分掘, 即准备每一区段时只掘出本区段的区段平巷, 而下区段的回风平巷等到准备下一区段时再进行掘进。同时, 上、下区段的区段平巷间不应掘进联络巷。

(4) 推广无煤柱开采技术。采用无煤柱开采, 也就消除了由此带来的煤炭自燃隐患。将阶段大巷和采区上(下)山设在煤层底板岩层中, 采用跨越式开采, 不留大巷煤柱和上(下)山煤柱; 区段巷道采用沿空掘巷或沿空留巷, 取消区段煤柱、采区区间煤柱等措施。

2) 选择合理的采煤方法

长壁式采煤法巷道布置简单, 回采率高, 有较大的防火安全性, 特别是综合机械化的长壁工作面, 回采速度快、生产集中、单产高, 在相同产量的条件下煤壁暴露的时间短、面积小, 对于防止自然发火非常有利。

在合理的采煤法中也应包括合理的管理顶板方法。顶板岩性松软, 易冒落, 碎胀比大, 采用全部陷落法管理顶板, 对开采易自燃的煤层是较好的, 即使在采空区发生了自燃, 出于充填密实, 其发展和影响范围也是有限的。

3) 选择合理的开采顺序

合理的开采顺序是: 煤层间采用下行式, 即先采上煤层, 后采下煤层; 上山采区先采上区段, 后采下区段, 下山采区与此相反; 区段内先采上区段, 后采下区段。而反常规的短期行为先吃“肥肉”, 后啃“骨头”, 其结果是采区内巷道维护困难, 通风管理难度大, 采空区漏风严重, 并易形成“孤岛”工作面, 对防止煤炭自然发火十分不利。

综上所述, 选择对矿井防火有利的开拓系统和采煤方法, 是提高矿井防火抗灾能力的有效措施。因此, 在煤炭的生产中, 无论是设计人员、施工人员, 还是生产的管理者, 都应有全局观点和长远观点, 制定必要的措施, 防止煤炭自燃事故的发生。

2. 预防性灌浆

预防性灌浆是预防煤炭自燃火灾发生的传统措施, 也是应用最为广泛、最有成效的措施。

预防性灌浆就是将水和不可燃性固体材料按一定比例混合, 配制成适当浓度的浆液, 然后利用灌浆管道系统将其送往采空区等可能发生煤炭自燃的地点, 以防止自燃火灾的发生。浆液灌注到采空区等处后, 其中的固体物逐渐沉淀下来, 水则流到巷道中排出。

1) 预防性灌浆的作用

预防性灌浆的作用有以下几点:

(1) 泥浆中的沉淀物将碎煤包裹起来, 隔绝其与空气的接触;

(2) 沉淀物充填于浮煤和冒落的岩石缝隙之间, 堵塞漏风通道, 减少漏风; 同时, 灌浆可以加速形成再生顶板, 从而有利于下部分层的开采;

(3) 泥浆对已经自热的煤炭有冷却散热作用。

另外, 浆液还可以增加煤的外在水分, 减缓其氧化进程。

2) 浆液材料的选择

预防性灌浆的防火效果及其经济合理性, 在很大程度上取决于浆液材料的选择。浆液中的固体材料应满足下列要求:

- (1) 不含可燃或助燃成分;
- (2) 不含催化物质;
- (3) 粒度不大于 2mm, 粒度小于 1mm 的细小颗粒所占比例要达到 75%;
- (4) 相对密度一般要求为 2.5 ~ 2.6;
- (5) 收缩量尽可能小, 含砂量不超过 30%;
- (6) 易于加水制成泥浆;
- (7) 易于脱水, 同时还具有一定的稳定性。

选取的灌浆材料除满足上述的基本性能要求外, 还要求其来源丰富, 运输和加工成本低廉, 尽量不占或少占耕地和良田。

煤矿中应用最多的灌浆材料是黄土, 但大量应用黄土会使农田遭到破坏, 有的矿区无土可取。因此, 有些矿区采用破碎后的页岩、破碎后的矸石、热电厂的炉灰等作为代用材料。

3) 预防性灌浆方法

由于具体条件的不同, 各矿区采用的预防性灌浆方法也多种多样, 按与回采的关系分, 预防性灌浆有: 采前预灌、随采随灌、采后封闭灌浆 3 种。

(1) 采前预灌。在工作面尚未回采前对其上部的采空区进行灌浆, 这种灌浆方法适用于开采老窑多的易自燃、特厚煤层。

(2) 随采随灌。灌浆作为回采工艺的一部分, 随工作面回采向采空区灌浆, 随采随灌又有埋管灌浆、插管灌浆、打钻灌浆等多种方法。

(3) 采后注浆。利用钻孔向工作面后部采空区内注浆; 采空区封闭后, 在密闭墙上插管灌浆, 防止停采线遗煤自燃。

目前采用的灌浆方法主要有:

(1) 钻孔灌浆。在煤层底板的集中运输巷或回风巷道或专门开掘的灌浆巷道内, 每隔一定距离 (10 ~ 5m) 向采空区打钻灌浆。

(2) 埋管灌浆。把灌浆管铺设在工作面的回风道内。工作面放顶前, 在回风巷的灌浆支管上接一段预埋钢管 (10 ~ 15m), 预埋管和支管之间用高压胶管连接。工作面放顶后始终保持预埋管压在采空区内 5 ~ 8m, 预埋管用回柱绞车拉着外移。

这种方法优点是简便, 工作量小, 但浆液在采空区内流动情况难控制, 浆液在采空区分布不均匀, 当工作面倾斜长度大时, 灌浆效果差。

(3) 工作面灌浆。为了保证灌浆质量, 自然发火危险性较大的工作面应在埋管灌浆的同时还向采空区喷洒灌浆。其方法是, 工作面放顶之前, 从回风巷灌浆管上接出一根预埋注浆管, 沿倾斜方向分段向冒落区里洒喷泥浆。

(4) 综采工作面插管灌浆。注浆主管路沿工作面倾斜铺设在支架的前连杆上, 每隔 20m 左右预留一个三通接头, 并安装分支软管和插管。将插管插入支架掩护梁后面垮落的

岩石内灌浆(图6-5),插入深度应不小于0.5m。工作面每推进两个循环,注浆一次。义马千秋煤矿应用回风巷压管灌浆与工作面插管灌浆相结合,收到了较好的效果。

4) 灌浆管理

进行预防性灌浆时,要特别注意防止发生漏浆事故,并要做好灌浆后的排水工作;要经常观测水情,对灌浆量和排出的水量进行记录和分析,发现问题要及时处理;在灌浆区下部进行回采前,要对灌浆区进行检查,如果有积水,必须在打钻放水后才能在下部进行回采。

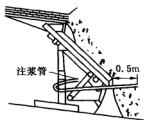


图6-5 综放面插管灌浆

3. 阻化剂防火

1) 阻化剂及其阻化原理。

(1) 阻化剂。在化学上,凡是能减小化学反应速度的物质皆称为阻化剂。阻化剂又称阻氧剂,是具有阻止氧化和防止煤炭自燃作用的一些盐类物质。

我国抚顺煤科分院建议:含硫量小于2%的煤样在阻化前后放出CO气体的相对变化量作为评定指标;含硫量大于2%的煤(一般称为高硫煤)采用煤样在阻化前后放出SO₂气体的相对变化量作为评定指标,此指标称为阻化率。

阻化剂喷洒至煤体表面后,从开始生效至失效所经过的时间叫阻化剂寿命,单位为月。

(2) 阻化原理。实验和应用表明,阻化剂只有与水混合成一定浓度的水溶液后才能起到抑制和防火作用。其作用机理是:增加煤在低温时的化学惰性,或提高煤氧化的活化能,形成液膜包围煤块和煤的表面裂隙面;充填煤柱内部裂隙;增加煤体的蓄水能力;水分蒸发吸热降温。实质是降低煤在低温时的氧化速度,延长煤的自然发火期,利用和扩大了以水防火的作用。

2) 阻化剂的选择

煤矿中常用的阻化剂多为无机盐类化合物,如氯化钙(CaCl₂)、氯化镁(MgCl₂)、氯化铵(NH₄Cl)、碳酸氢铵(NH₄HCO₃)和水玻璃(xNa₂O·ySiO₂)等。某些工厂的废液及副产品,如酿酒厂的废液、造纸厂的废液、炼镁槽渣和化工厂的硼酸废液等,也常作为阻化剂使用。

经实验室选择试验和现场实践检验,阻化效果好、价格便宜、储运方便的阻化剂有氯化钙和氯化镁。

对于高硫煤,以选用水玻璃作阻化剂最佳,氢氧化钙Ca(OH)₂次之。

实际应用中,还可以将阻化剂掺入泥浆,制成“阻化泥浆”,用于防灭火工作。例如,可在黄泥浆中掺入5%的氯化钙,由灌浆系统将其灌注到井下采空区等处。

阻化剂使用数量应考虑遗煤的破碎程度、遗煤量和采煤方法等因素,并应在防火实践中进行调整,选取合理的数值。

3) 阻化剂防火工艺

阻化剂防火工艺可分为3类:喷洒阻化剂、压注阻化剂、雾化阻化剂。

(1) 喷洒阻化剂。喷洒阻化剂,即在采煤工作面面向采空区喷洒阻化剂溶液。为此,需建立喷洒系统。喷洒系统分为三种形式:临时性喷洒系统、半永久性喷洒系统和永久性

喷洒系统。其中,半永久性喷洒系统用得最多。

(2) 压注阻化剂。压注阻化剂,是向可能发生自燃或已经开始氧化发热的煤壁钻孔中压注阻化剂溶液,以控制煤的自燃。

(3) 雾化阻化剂。雾化阻化剂,是将阻化剂溶液雾化,然后借助漏风风流将雾化阻化剂带到采空区中。其具体方法是,在采煤工作面的进风口处、即向工作面后部采空区漏风的入口处,用发雾器将阻化剂雾化,由漏风风流将阻化剂溶液微粒带入工作面后部采空区,落入采空区遗留的浮煤上,阻止其氧化自燃。

阻化剂防火工艺简单、成本低廉,是防灭火的重要技术措施,特别适用于缺乏黄土和水、灌浆的矿区。

4. 胶体材料防火

1) 凝胶防火技术

凝胶防火技术是通过压注系统将基料(水玻璃)和促凝剂(钡盐)两种按一定比例与水混合后,注入到煤体中凝结固化,起到堵漏和防火的目的。混合液在凝固前,其粘度近似于水,流动较好,可渗透到煤和岩石的裂隙中,而成胶后则固结在煤体中。该胶体具有固水性、吸热降温性、密封堵漏性、阻化性以及成胶时间可调等主要特性。

凝胶具有固水性、阻化性、热稳定性和吸热降温性等较好的防火性能;防火有效期长,一般情况下,经过凝胶处理过的碎煤不易复燃;成胶时间可控,成胶后,凝胶失去流动性,有一定的强度,可用于巷道顶煤或支架顶部等高部煤体自燃火灾防治;凝胶耐高温,在明火中不会迅速汽化,仅慢慢萎缩,不存在水煤气爆炸和水蒸气伤人的危险;凝胶灭火安全性好,成胶材料来源广泛,成本低廉,压注工艺简单,操作方便。该技术在矿区得到广泛应用,成功地扑灭了多次煤层自燃火灾,现已成为主要的防灭火技术之一。

由于凝胶材料用量大,井下运输困难;有的促凝剂有氨味,会给井下环境造成一定程度的污染;压注设备流量较小,因此,井下凝胶压注技术仅适用于井下小范围煤体自燃火灾的防治。

2) 胶体泥浆(或粉煤灰胶体)防灭火技术

该技术利用基料、促凝剂的胶凝作用,以黄土(或粉煤灰)作增强剂,增加胶体强度,提高耐温性能和延长有效期。通过灌浆管路系统将基料和增强剂输送到井下用胶地点的混合器中,在井下利用专用设备将促凝剂压入混合器,经混合器混合后,通过防灭火钻孔,注入煤体火区。胶体中的硅胶起骨架作用,黄土(粉煤灰)起充填作用,把易流动的水固定在硅胶内部,堵塞煤体空隙,阻止煤炭氧化放热;固定大量水分,降低煤体温度,从而达到灭火的目的。

5. 惰性气体防火

1) 惰性气体防灭火原理

惰性气体防灭火就是将不能助燃也不能燃烧的惰性气体注入已封闭的或有自燃危险的区域,降低其氧气的浓度,从而使火区中氧含量不足而将火源熄灭,或者使采空区中氧含量不足而使遗煤不能氧化自燃。

惰性气体防灭火关键是控制火区的氧气含量。对于不同的场合、不同的惰化过程,氧浓度的控制浓度也不相同。例如,灭明火时,应使氧气含量小于15%;防止采空区遗煤自燃,氧气含量应小于7%。

2) 氮气防灭火

氮气是空气中的主要成分,加上它具有无毒、无臭和易于与空气相混和、相对密度接近于1等优良特性,所以是一种理想的防灭火惰气。

根据氮气的状态可将氮气防灭火分为氮气防灭火和液氮防灭火两种方法。

(1) 氮气防灭火,即利用井下移动式制氮设备生产的氮气,或地面制氮厂制取的、通过管道送入井下的氮气进行防灭火工作。目前煤矿主要应用的制氮技术有膜分离法、碳分子筛变压吸附法和深冷空分法等,产氮量 $350 \sim 1000 \text{ m}^3/\text{h}$ 。将氮气注入采空区等煤炭可能自燃的区域,使之惰化而失去自燃特性,称为氮气防火技术;将氮气注入已封闭的火区,使火区惰化、窒息火源者,称为氮气灭火技术。

氮气灭火的工艺过程比较简单,通过管路向封闭火区大量灌注氮气即可。下面主要介绍氮气防火的方法和工艺。

根据防灭火工作的实际需要,氮气防火可针对生产工作面的采空区进行,也可以针对相邻工作面采空区进行。

① 工作面后部采空区注氮。当自然发火的危险主要来自生产工作面的后部采空区时,应该采取向工作面后部采空区注入氮气的防火方法。对于采用U形通风方式的采煤工作面,应将注氮管道铺设在进风平巷中,注氮释放门开设在后部采空区中的进风平巷一侧,以利用通风压力使氮气流入采空区中,如图6-6所示。

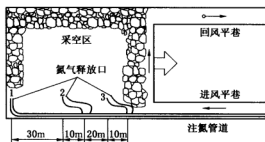


图6-6 注氮埋设及释放口位置

工作面后部采空区的注氮,可以采用连续注氮方式,也可以采用间断注氮方式,应根据注氮强度(流量)和采空区中气体成分变化情况综合确定并及时调整。在注氮工作的日常管理中,应注意下列问题:

注氮数量的多少,应根据采空区中的气体成分进行确定,以距工作面20m处采空区中的氧浓度不大于10%作为确定的标准。如果采空区中CO浓度较高(超过50ppm),或者工作面上CO浓度超限,或出现高温、异味等自燃征兆,都应加大注氮强度和注氮量。

利用束管监测系统,合理设置监测传感器,加强对采空区、工作面和回风平巷中 O_2 、 N_2 和CO的监测;同时,由瓦斯检查员随时对工作面及其回风平巷中的 O_2 、 N_2 和 CH_4 浓度进行检查,要保证工作面风流中的氧气浓度。若发现工作面上的氧气浓度降低,应暂停注氮或减少注氮强度。注入氮气的纯度应大于97%。

注意检查工作面,特别是其回风上隅角及回风平巷风流中的瓦斯涌出情况,若发现采

空区内大量涌出瓦斯,使风流中瓦斯超限时,可适当降低注氮强度或应用采空区抽放瓦斯的办法进行处理。

第一次向采空区注氮,或停止注氮后再次注氮时,应先排出注氮管内的空气,避免将空气注入采空区中。注氮管道较长时,更应注意这一问题。

通过观测,如不采取有效措施,注入的氮气将顺着进风平巷、采空区、回风平巷间的漏风通道,大量泄漏到回风平巷中。单位时间内注入氮气的数量越大,氮气泄漏量越大;工作面两端风压差越大,氮气泄漏量越大。据抚顺龙凤矿观测,氮气泄漏率最高可达54%。因此,必须对主要漏风通道间风平巷和进风平巷进行封堵并加强注氮管理,以减少氮气泄漏。

②工作面相邻采空区注氮。工作面在生产过程中,当自然发火的危险来自其相邻区段的采空区时,则应对其相邻采空区注氮防火,以保证本工作面的安全回采。

对生产工作面相邻的采空区注氮,即所谓旁路注氮方式,就是在生产工作面与采空区相邻的平巷中打钻,然后向已封闭的采空区插管注氮。注氮数量的确定原则是:充分惰化靠近生产工作面一侧的采空区空气,在靠近生产工作面的采空区侧形成一条与工作面推进方向平行的惰化带。注氮工作可以连续进行,也可以间断进行,应根据对采空区气体成分的检测结果而定。

(2) 液氮防灭火,即利用地面氮气厂制成的液态氮进行防灭火工作。液氮在大气压力(101325Pa)下的容重为 808kg/m^3 ,在这一压力下,液态氮受热汽化成 0°C 的气态氮时,其体积将膨胀643倍;汽化成 25°C 的气态氮时,将膨胀700倍。

液氮防灭火有两种方式:一是直接向采空区或火区中注入液氮防灭火;二是先将液氮汽化后,再利用氮气防灭火。

3) 湿式惰气防灭火

湿式惰气是燃料油与一定比例的空气混合在惰气发生装置(机)内经充分燃烧后产生的烟气。由于烟气中基本上是惰性气体或不可燃气体,因此,将其压入火区后,可起到惰化火区、窒息火源的作用;压入正在密闭的火区可起到阻爆作用。

目前,我国矿山救护队装备有用燃油燃烧的惰气发生装置,它是灭火的主要装备之一。我国曾用惰气有效地扑灭了多次火灾。

6. 均压防灭火技术

均压防灭火的实质是,利用风窗、风机、调压气室和连通管等调压设施,改变漏风区域的压力分布,降低漏风压差,减少漏风,从而达到抑制遗煤自燃、熄灭火源的目的。我国在淮南、开滦、阜新、抚顺、芙蓉和六枝等矿区开始推广应用均压防灭火技术,效果较好,并在应用中使其不断完善和发展。开始,这一技术只应用于加速封闭火区内火源的熄灭,以后又应用于抑制非封闭采空区里煤炭的自热或自燃,从而保证工作面正常安全生产。

常用的均压技术措施一般有调压气室辅以连通管、风门辅以主调压风机、改变风流流动路线3种。矿区防火中常用改变风流流动路线均压法。

根据使用的条件不同,作用原理不一,均压防灭火技术大体分为开区均压、闭区均压两大类。

1) 均压技术的实施

- (1) 根据生产布局及周围采空区的关系或范围。
- (2) 对需进行均压区域内的所有巷道进行通风阻力测定, 绘制出各巷道的压能图, 掌握均压区域及其周围相关巷道的通风压力和风量分布状况, 选择好调压的参考点, 确定均压区域控制目标。
- (3) 全面了解均压区域及相关巷道内的通风设施(风门、调节风门、局部通风机等)。均压区域内的风门要闭锁, 若采用局部通风机均压, 必须保证均压风机持续稳定地运转, 并且当均压风机突然停止运转时, 能够保证人员安全撤出。
- (4) 根据均压区域具体情况(主要是巷道系统及其压力分布状况), 编制出合理、有效可靠的均压方案, 报有关部门批准后, 方可实施。
- (5) 将参考点风压值调至目标值, 与此同时, 需派人监测低风压区巷道内的气体变化。当风压平衡稳定后, 各处风压值及有害气体都满足要求, 且至少观测 8h 以上, 方可结束调压。

2) 均压通风的有效做法

(1) 停采线外侧布置均压巷道。

停采线外侧布置均压巷道实现对停采线均压, 从而减少了停采线漏风。此外, 均压巷道是向停采线实施钻孔注浆的非常好的场所, 施工方便, 注浆效果好。均压巷道可提前掘出, 亦可与区段巷道同时掘出。

(2) 利用联络巷和风门位置变化实现对工作面后部采空区均压。

如图 6-7 所示, 在工作面生产过程中, 随着工作面推进, 用于连接岩石集中巷与平巷的联络斜巷将逐个被遗留在后部采空区, 按正常生产管理, 这些联络巷应予以封闭, 但是由于两侧联络巷和采空区连通, 其间存在风压差, 漏风不可避免。漏风风流长期流经联络巷, 容易在联络巷与煤层的接触面附近引起自燃。为了消除联络巷漏风, 可利用已有的巷道系统, 采取均压措施。

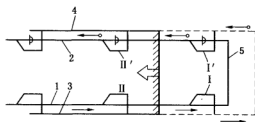


图 6-7 联络巷均压系统示意图

- 1—岩石集中巷; 2—岩石集中回风巷; 3—进风平巷; 4—回风平巷;
5—底板岩石集中巷; I、I'、II、II'—联络巷

(3) 合理选择平巷风流性质实现对相邻采空区均压。无煤柱开采时采空区将与生产工作面直接连通, 有两种情形: 一是工作面一侧为采空区, 另一侧为实体煤; 二是工作面两侧均为采空区, 即所谓的孤岛工作面。

这两种情况下, 可通过合理选择工作面平巷风流性质来实现对相邻采空区的均压。总

的原则是使工作面平巷风流和周围采空区周边压力尽量保持平衡。具体做法是：可根据实际风压测定来定，亦可根据相邻采空区周边巷道中的风流性质，确定与该采空区相邻的平巷风流性质，使平巷与相邻采空区周边巷道保持风流同性，即进风皆进风或回风皆回风。

(4) 相邻工作面采、掘同时作业时的调压方法。

沿空掘进巷道与相邻工作面同时作业时，由于无隔离煤柱，往往存在较大漏风。通过建立局部均压系统，可有效地控制漏风压差，减少漏风。

如图 6-8 所示的均压系统，可通过调节沿空掘进巷道进、回风侧的风门，调整采、掘工作面之间压差，从而减少漏风。

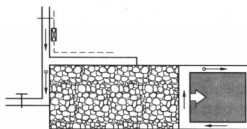


图 6-8 采、掘同时作业时的通风系统图

3) 均压技术的优缺点

均压技术实施速度快，防火效果好，防火成本低。但均压稳定性差，需要严格管理和调节，操作繁琐，不易控制。只能用于防火，而不能有效地降温灭火。

二、外因火灾及其防治

外因火灾的特点是：突然发生、来势迅猛，如果不能及时发现和控制，往往会酿成重大事故。在矿井火灾的总数中，外因火灾所占比重虽然较小（4% ~ 10%），但不容忽视。据统计，国内、外有记载的重大恶性火灾事故，90% 以上属于外因火灾。

(一) 物质燃烧的充要条件

物质燃烧是一种伴有放热、发光的快速氧化反应。发生燃烧必须具备的充要条件是：

1. 必要条件

- (1) 有充足的可燃物；
- (2) 有助燃物存在，常见的助燃物是含一定氧浓度的空气；
- (3) 具有一定温度和能量的火源。

2. 充分条件

- (1) 燃烧的三个必要条件同时存在，相互作用；
- (2) 可燃物的温度达到燃点，生成热量大于散发热量。如果把燃烧比作一个由链体组成的圆环，则三要素是组成圆环的三个链体，如图 6-9 所示。

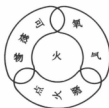


图 6-9 发生燃烧的充要条件示意图

煤矿井上、下有大量的可燃物质，如坑木、胶带、电缆、风

筒等固体；变压器油、润滑油和液压联轴器内的透平油等油脂；煤和含碳的页岩等碳质类物质；瓦斯、氢气、一氧化碳等可燃气体。

火源可分为显火源和潜火源两种。所谓显火源即是以明火、高温的表面或灼热的物体的形式显露于空间，可燃物一旦与其接触即可发生燃烧。如气焊和电焊产生的高温焊渣、燃着的香烟头等皆属于此类。所谓潜火源即是平时处于常温状态，在一定的外部条件下（人员操作失误、设备零件故障、安全装置失效等原因）有可能产生火花、放出热量和转化为高温热源。如具有短路危险的电缆接头、作高速相对运动的两固体接触面、不合格的炸药爆破等都属于潜火源。煤矿常见的外因火源主要有以下几种：

（1）电能热源。电（缆）流短路或导体过热；电弧电火花；烘烤（灯泡取暖）；静电等。表6-4为我国部分电气火灾发火原因统计表。

表6-4 电气火灾发火原因统计表

| 发火原因 | 次数 | 占总数/% | 发火原因 | 次数 | 占总数/% |
|---------|----|-------|--------|----|-------|
| 变压器油 | 2 | 4.25 | 灯泡取暖 | 3 | 6.38 |
| 油浸起动电阻器 | 1 | 2.12 | 电力电容器 | 1 | 2.12 |
| 铠装电缆短路 | 1 | 2.12 | 橡胶电缆短路 | 39 | 83.01 |

（2）摩擦热。如胶带与滚筒摩擦、胶带与碎煤摩擦以及采掘机械截齿与砂岩摩擦等。

（3）放明炮、糊炮、装炮、装药密度过大或过小、钻孔内有水、炸药受潮以及封孔炮泥长度不够或用可燃物（如煤粉、炸药包装纸等）代替炮泥等违反爆破操作规程的操作都有可能发生爆燃。放炮引起瓦斯燃烧或爆炸的例子在我国时有发生。例如，1980年12月8日徐州局韩桥矿夏桥井1704工作面，采用四芯线一次联三炮短时间间隔放炮，由于封孔炮泥长度过小，产生爆燃，引起煤尘爆炸。

（4）液压联轴器喷油着火引燃周围可燃物，酿成多起火灾。

（5）明火。明火也是产生外因火灾的重要原因之一。明火主要产生于加热器、喷灯、焊接和切割作业，燃着烟头也有酿成火灾的可能。

（二）外因火灾的预防

1. 我国的消防方针

《中华人民共和国消防条例》规定，消防工作实行“预防为主，消防结合”的方针。所谓预防为主，即是在消防工作中坚持重在预防的指导思想，在设计、生产和日常管理工作中应严格遵守有关防火的规定，把防火放在首位。

2. 防火对策

火灾的防治可以采取下列3个对策：

1) 技术对策

技术对策是防止火灾发生的关键对策。它要求从工程设计开始，在生产和管理的各个环节中，针对火灾产生的条件，制定切实可行的技术措施。技术对策可分为：

灾前对策：灾前对策的主要目标是破坏燃烧的充要条件，防止起火；其次是防止已发生的火灾扩大。

防止起火,主要对策:①确定发火危险区——潜在火源和可燃物共同存在的地方,加强明火与潜在高温热源的控制与管理,防止火源产生;②消除燃烧的物质基础,井下尽量不用或少用可燃材料,采用不燃或阻燃材料和设备,例如使用阻燃风筒、阻燃胶带,支架非木质化;③防止火源与可燃物接触和作用,在潜在高温热源与可燃物间留有一定的安全距离;④安装可靠的保护设施,防止潜在热源转化为显热源,例如,变电所安装过电流保护装置,防止电缆短路。

防止火灾扩大,主要对策:①有潜在高温热源的前后 10m 范围内应使用不燃支架;②划分火源危险区,在危险区的两端设防火门;③矿井有反风装置,采区有局部反风系统;④在有发火危险的地方,设置报警、消防装置和设施;⑤在发火危险区内设避难硐室。

灾后对策,主要有:①报警,采集处于萌芽状态的火灾信息,发出报警;②控制,利用已有设施控制火势发展,使非灾区与灾区隔离;③灭火,迅速采取有效措施灭火;④避难,使火灾区受威胁的人员尽快选择安全路线逃离灾区,或撤至灾区内预设的避难硐室等待救援。

2) 教育对策

教育对策包括知识、技术和态度教育 3 个方面。

3) 管理(法制(Enforcement))对策

制定各种规程、规范和标准,且强制性执行。

这 3 种对策简称“3E”对策。前两者是防火的基础,后者是防火的保证。片面地强调某一对策都不能收到满意的效果。

(三) 外因火灾预测

矿井外因火灾预测的任务是通过并巷中的可燃物和潜在火源分布调查,确定可能产生外因火灾的空间位置,及其危险性等级。外因火灾预测可遵循如下程序:

(1) 调查井下可能出现火源的类型及其分布;

(2) 调查井下可燃物的类型及其分布;

(3) 划分发火危险区(井下可燃物和火源(包括潜在火源)同时存在的地区视为危险区)。

(四) 预防外因火灾的技术措施

如前所述,预防火灾发生有两个方面:一是防止火源产生;二是防止已发生的火灾事故扩大,以尽量减少火灾损失。

1. 防止火灾产生

(1) 防止失控的高温热源产生和存在。按《煤矿安全规程》及有关规定要求,对高温热源、明火和潜在的火源进行严格管理。

(2) 尽量不用或少用可燃材料,不得不用时应与潜在热源保持一定的安全距离。

(3) 防止产生机电火灾。

(4) 防止摩擦引燃:防止胶带摩擦起火。胶带输送机应具有可靠的防打滑、防跑偏、超负荷保护和轴承温升控制等综合保护系统;防止摩擦引燃瓦斯。

(5) 防止高温热源和火花与可燃物相互作用。

2. 防止火灾蔓延的措施

限制已发生火灾的扩大和蔓延,是整个防火措施的重要组成部分。火灾发生后利用已有的防火安全设施,把火灾局限在最小的范围内,然后采取灭火措施将其熄灭,这对于减少火灾的危害和损失是极为重要的。其措施有:

- (1) 在适当的位置建造防火门,防止火灾事故扩大。
- (2) 每个矿井地面和井下都必须设立消防材料库。
- (3) 每一矿井必须在地面设置消防水池,在井下设置消防管路系统。
- (4) 主要通风机必须具有反风系统或设备、设施,并保持其状态良好。

第三节 火区管理及启封

一、火区管理

火区封闭后,应加强管理,促使火灾及早熄灭,同时需经常观测火区情况,以判断火区是否熄灭。具体做法是:

(1) 建立火区卡片。卡片上详细记录发火日期、原因、位置、范围、防火墙厚度、建筑材料、灭火处理过程、灌浆量以及空气成分、温度、气压变化等情况并且要附有火区关系位置图,由矿井通风部门永久保存。

(2) 井下所有永久性防火墙都要编号管理。防火墙前要设栅栏悬挂警标,禁止人员进入,并设管理牌,注明防火墙内、外的瓦斯浓度、温度及测定日期和测定人员姓名。

(3) 加强检查工作。对墙内的温度和空气成分,要定期进行测定和化验分析,封闭火区的防火墙必须每天检查一次,瓦斯急剧变化时,每班至少检查一次,所有检查结果,都要记入防火记录簿中。

如果发现防火墙封闭不严或有其他缺陷及火区内有异常变化时,要采取措施及时处理。

(4) 检查内容和方法。①检查防火墙上测压计数值的变化,分析封闭区内空气压力变化情况;②从回风侧防火墙上观测孔内取气样进行气体分析,并用温度计测温,观察封闭区内的火情变化;③检查密闭有无裂缝,有无漏风现象。

二、火灾熄灭的标志

火区的启封,特别是对煤的自燃火区,对于熄灭状况的判断是非常重要的,需要十分慎重。过早地启封火区,易引起火灾复燃,花费更多灭火经费,甚至有可能引起爆炸。因此,火灾熄灭状况,必须细心地进行鉴定。鉴定内容包括火区的空气、煤、岩石及流水的温度,各种气体含量(如 O_2 、 CO_2 、 CO 等),以及其他外部征兆。

鉴定工作是从火区封闭以后开始,鉴定钻孔或火区周围所有的防火墙应定期进行,每月不宜少于2次,总数不宜少于4次。如果在进回风侧防火墙有砂包保护墙的情况下,能够有控制地向火区放入空气,使之经过原有火源,在一定时间内提取回风气样,进行分析鉴定,比较更直接可靠。但要注意,回风风流一定要直接导入无人工作的回风巷道中去。

鉴定火区内的火灾是否熄灭主要根据以下条件:

- (1) 火区内的空气温度下降到 $30^{\circ}C$ 以下,或与火灾发生前该区的日常空气温度相同。

(2) 火区内空气中的氧气浓度降到 5.0% 以下。

(3) 火区内空气中不含有乙烯、乙炔，一氧化碳浓度在封闭期间内逐渐下降，并稳定在 0.001% 以下。

(4) 火区的出水温度低于 25℃，或与火灾发生前该区的日常出水温度相同。

(5) 上述 4 项指标持续稳定的时间在 1 个月以上。

如认为有可疑时，则应继续采取措施。为了避免其他因素影响，从火区采取气样时，应选在大气压力正常或下降的时间内。每一个取样防火墙是进风还是排风都应判断清楚，予以注明。总之，要力求使气样能真实地反映火区的内部情况。

三、火区启封的方法及步骤

1. 火区启封准备与注意事项

启封火区一定要做好准备，严格执行《煤矿安全规程》的有关规定。

(1) 启封已熄灭的火区，必须事先制订专门措施，报矿长批准。其内容有：①启封火区的根据；②启封前进入火区侦察的方法和打开防火墙的顺序；③启封火区时的各项安全措施；需要再封闭火区时，建筑防火墙的材料必须预先储备，预先确定排放瓦斯和有害气体的路线，配备紧急救护工具、直接灭火工具和材料。

(2) 在启封之前，应先准备把火区的回风直接引入回风巷，火区回风所通过的巷道内不许有人工作或停留。

(3) 在瓦斯矿井中，在与火区相连的巷道内，应仔细地撒布岩粉或采取其他措施。在火区回风侧的巷道尤其应当注意。

(4) 为避免由于偶然的电弧或电火花引起火灾瓦斯的爆炸，在启封火区恢复通风前，应切断启封防火墙附近的供电线路，尤其应做好火区回风侧的切断电源工作。

(5) 启封火区和火区初期通风等工作，都要由矿山救护队负责进行。

2. 启封火区方法与步骤

1) 通风启封火区法

通风启封火区法是一种最迅速、最方便、最安全也最经济的方法。

按《煤矿安全规程》规定，火区启封后，火区的稳定状态保持 3d 以上，方可认定火区已完全熄灭。通风启封法可以用于全矿井地面封闭的火区启封中，因为人员在初期不用下井，可以保证人身安全。但是在井下局部范围的火区启封时，它只能用于火区范围小、着火带附近无顶板大量垮塌、火区内可燃气体浓度低于爆炸界限以下的情况。通风启封火区不恰当，会造成火区复燃、火势扩大甚至爆炸事故。

通风启封封闭的步骤简单，启封前预先确定有害气体的排放路线，并撤出路线上的人员。首先打开一个出风侧防火墙（先打开 1 个小孔并逐渐扩大），过一段时间打开一进风侧防火墙，待有害气体排放一段时间无异常现象，相继打开其余防火墙。进风侧防火墙一般处于火区下部，容易有 CO₂ 积存。启封前和启封时要注意检查，防止 CO₂ 逆风流流动造成危害。打开进回风防火墙的短期内要采取强力通风，并要求工作人员撤离一段时间，待 1~2h 后再进入火区进行火区恢复工作。

2) 锁风启封火区法

锁风启封火区法适用于火区范围大，难以确认火源是否完全熄灭，或适用于高瓦斯涌

出的火区防止瓦斯爆炸等情况。锁风法启封火区就是沿着原封闭区内的巷道,由外向里、向火源逐段移动密闭位置,逐渐缩小火区范围而最后在封闭状况下进入着火带,实现火区全部启封的方法。

(1) 锁风密闭的位置。在主要进风巷侧原防火墙之外 5~6m 处建立带风门的密闭。救护队员进入后,关闭风门,打开原火区防火墙。在形成的封闭空间中应便于贮存材料,作业人员能与救灾指挥中心保持联系。

(2) 锁风法可能存在的危险。由于在打开原防火墙时新鲜空气进入,增加原封闭区内大气的氧浓度。因此,要求锁风操作必须在封闭区内氧浓度减少到 2% 以下才能开始。这主要是考虑到形成爆炸性气体的可能。在封闭区若已形成爆炸性气体,人员就应撤退。另一方面封闭区内有害气体涌出也可能威胁锁风作业人员。在大气压力降低时更应注意这种危险。为了解火区内大气压力的变化,应监测火区内外压力的变化。区内气压下降,预示新鲜空气可能流入;气压上升预示区内有害气体可能流出。救灾指挥中心应有地面和封闭区内大气压力变化图,以便及时掌握。

(3) 锁风法操作步骤

①在距锁风密闭最近的新鲜风流流过的位置设立基地、以便作为地面指挥中心和锁风作业人员联系的桥梁。

②建立临时密闭,留有一扇便于进出的风门,留有 5~6m 的空间便于材料贮备和人员作业。

③救护队员进入临时密闭后,关上风门。在原防火墙打开便于人员通行的一个缺口,并悬挂风帘盖住缺口,形成锁风室。清理防火墙拆除材料,以方便人员通行和紧急时期撤退。

④救护队员进入原防火墙内,侦察、选择建立下一道锁风密闭的位置。该位置是由救护队员作业时间、作业内容和与新鲜风流基地保持联系的能力及火区内状况等因素决定的。

⑤侦察内容,敲帮问顶,观察测定和记录大气成分、温度、压力、巷道环境,取气样,确定下一道临时密闭的位置和构筑材料;移除可能的可燃物,包括设备内的蓄电池(放入塑料袋内);用带框架的风帘封闭未侦察区域的两端;移除或封闭炽热可燃物。

⑥同时侦察火区内各条巷道的情况,绝不能有所遗漏而被切断撤退路线,绝不能单人行动,需由一个救护小队进行作业或侦察。

⑦救护队员携带塑胶风帘、马蹄钉、射钉枪和其他工具、材料进入下一道锁风密闭位置构筑新的带风门密闭。

⑧撤除两道锁风密闭间的原防火墙。注意拆除材料不要妨碍通行。

⑨打开原锁风密闭风门。在有多条巷道相连的地区,可以考虑控风,使新鲜风流经过相应区域。但注意采取逐段通风的方式,不要太猛。

⑩对于步骤⑤中封闭的未侦察区域,采取上述侦察、开启火区步骤恢复或建立永久防火墙封闭。

⑪配有自救器的矿工在有救护经验的救护队员指导下,在新鲜风流经过区域移除原防火墙和原锁风密闭,运走撤除材料,保持巷道畅通,并从事其他辅助工作。

⑫救护队员修补、加固新建的锁风密闭,用以阻塞漏风通道。若有可能,在锁风密闭

外再建一个密闭,减小漏风。

⑬把新鲜风流联络基地移近,并重复由②至⑨的步骤,逐步向着火带推进。在整个推进过程中,始终保持被封闭火区处于封闭隔离状态。

复习思考题

1. 什么叫矿井火灾?它分哪几类?各有何特点?
2. 可燃物燃烧有哪几种形式?请分别叙述煤矿不同灾变条件下可能出现的燃烧形式。
3. 叙述矿井富燃料类火灾和富氧类火灾的基本特性和特点。
4. 矿井火灾特点是什么?有什么危害?
5. 矿井火灾发生的条件是什么?
6. 试述煤炭自燃的充要条件。
7. 试述煤炭自燃的影响因素。
8. 煤炭自燃发展过程有哪几个阶段?各阶段有何特征?
9. 我国煤的自然倾向性分哪几个等级?它们是如何确定的?
10. 试述自燃火灾预报的方法、要求及注意事项。
11. 衡量阻化剂质量的标准是什么?
12. 试述预防性灌浆时泥浆的作用、制备和灌浆方法。
13. 阻化剂溶液防火的作用是什么?试说明喷洒阻化剂的工艺系统。
14. 衡量阻化剂质量的标准是什么?
15. 直接灭火法有哪些?
16. 试述火风压的概念及特性,如何计算火风压?
17. 火灾发生在上行风流和下行风流中时,风流逆转的地点有何不同?
18. 采取哪些措施能防止风流逆转和倒退?
19. 防火密闭墙有哪几种?各用什么材料建筑?
20. 试述封闭火区的顺序和封闭时的注意事项。
21. 试述调风压法灭火的具体措施及其作用原理。
22. 试述氮气灭火的作用原理、注氮方法及注意事项。
23. 外因火灾的预防方针是什么?
24. 简述预防外因火灾的技术措施。
25. 试述火灾时的行动原则及不同位置火灾的处理方法。
26. 封闭火区内火灾熄灭的标志有哪些?
27. 启封火区的条件有哪些?方法有哪些?

第七章 煤矿矿井水灾防治

第一节 矿 井 水 灾

一、概述

矿井突然涌水所造成的灾害称为矿井水灾（也称矿井水害）。例如，1935年山东鲁大公司淄川炭矿公司北大井（即淄博矿务局洪山煤矿），由于水文地质情况不明，又未采取必要的探水措施，在巷道掘进到与朱龙河连通的周瓦庄断层附近时，河水突然灌入，涌水量达 $578 \sim 648 \text{ m}^3/\text{min}$ ，全矿淹没，死亡 536 人。

矿井水灾的水源有大气降水、地表水、含水层水、断层水以及旧巷或老空区积水等。大气降水即雨雪水，有的地表洼地通过裂隙、溶洞等与井巷连通，每当大雨或化雪时就会灌入井下。如京西门头沟矿自 1923～1949 年，每当雨季，大雨成灾，共淹井 11 次。地表水及含水层水可通过裂隙、断层、旧巷等通道进入井巷。吉林石嘴子铜矿本坑，在含水砂层下部有石灰岩溶洞，并经裂隙与地面水源连通；1952 年因水文资料掌握不足，掘进爆破引起透水，涌水量高达 $92 \text{ m}^3/\text{min}$ 。我国侏罗纪和石炭二叠纪煤层底板往往有石灰岩含水层，水量大、水压高，开采裂隙一旦沟通，会突然大量涌水，造成水灾。断层破碎带常大量积水，特别是断层与含水层或其他水源沟通时，涌水补给丰富，威胁更大。旧巷或老空区积水，常含有害气体，而且往往静水压力大，来势猛，易造成人身事故。上述各种水源，一般来说，不是孤立存在，往往互相沟通，互相补给。例如河北峰峰一矿，在 1960 年回采到断层附近时，由于煤柱尺寸不够，断层水大量涌出（该断层连通下部奥陶纪灰岩），达 $150 \text{ m}^3/\text{min}$ ，淹没全矿，直到 1970 年才恢复生产。

大量事实证明，不认真贯彻安全生产方针，思想麻痹，对水文及老窑、旧巷积水情况缺乏调查研究，不认真正确地制订和执行探放水制度以及防治水计划是造成水灾的主观原因。例如某矿务局 1956～1966 年发生的几次水灾事故中，由于勘探数据不足，矿井地质构造和水文情况不清而造成的占 20%，由于没有执行探放水制度，在构造破坏带违章作业，以及注浆质量不高等原因造成的占 80%。所以，为了防治水灾，必须牢固树立安全思想，预防为主，防治结合，加强组织管理，做好地面及井下防治水各项工作。

二、矿井水来源及充水条件

矿床充水条件分析是矿床水文地质学重要研究内容之一，也是矿井水文地质工作的重要环节之一。该项工作从普查—勘探阶段开始，直至矿床开采，贯穿于整个过程。

普查—勘探阶段的矿床充水条件分析，主要是依据矿床所处的自然地理、地质构造和矿区水文地质特征，重点分析天然条件下，主要充水岩层的地下水类型、赋存条件、循环

条件和补给条件等,并初步预测矿床开采后矿床主要的充水水源和通道,为普查—勘探报告提供水文地质资料,为详细水文地质勘探时工程布置提供依据,为矿坑涌水量预测计算提供天然条件下的水文地质物理概念模型。

矿床开采分段与井巷工程已完成后,矿床充水条件分析就更为具体,即改变为矿坑涌水或矿井涌水条件分析,该阶段的充水条件分析工作重点是在开采条件下矿床充水的水源和通道问题,是该阶段矿井水文地质工作的中心环节。为预测矿井正常和最大涌水量,为防止矿井突水提供水文地质数据,为确定合理治水方案提供依据。

矿床充水的基本条件可分为自然条件和人为条件两大类。

(一) 矿床充水的自然条件

1. 自然充水水源

(1) 大气降水。大气降水是地下水的主要补给来源,所有矿床充水都直接或间接地与大气降水有关。但是这里所讲大气降水水源,是指矿床直接充水的唯一水源。

(2) 地表水水源。在有大型地表水体分布(海、湖、大河流、水库、水池)的矿床地区,查清天然条件下和矿床开采后的地表水对矿床开采的影响,是矿区水文地质勘探和矿井水文地质工作的头等重要大事,是评价矿床开采价值的重要内容。地表水不仅可能造成矿井突然涌水,严重情况下会导致水砂同时溃入矿井。

(3) 围岩地下水水源。围岩地下水充水类型划分:①根据充水岩层性质不同可分为砂砾石孔隙充水矿床、坚硬岩层裂隙充水矿床、岩溶充水矿床。②根据矿层与充水岩层与充水岩层接触关系不同可分为直接充水矿床、间接充水矿床。③根据矿层与充水岩层相对位置不同可分为顶板水充水矿床、底板水充水矿床、周边水充水矿床。

2. 充水天然通道

矿床充水天然通道主要包括点状岩溶陷落柱、线状断裂(裂隙)带、窄条状隐伏露头、面状裂隙网络(局部面状隔水层变薄或尖灭)和地震裂隙等。

1) 点状岩溶陷落柱通道

岩溶陷落柱在我国北方较为发育,在地下水的长期物理和化学作用下,中奥陶统灰岩形成了大量的古喀斯特空洞,在上覆岩层和矿层的重力作用下,空洞溃塌并被上覆岩层下陷填充,被下塌的破碎岩块所充填的岩溶陷落柱像一导水管道沟通了煤层充水含水层中地下水与奥陶统灰岩水的联系,特别位于富水带上的岩溶陷落柱,可造成不同充水含水层组中地下水的密切水力联系。

岩溶陷落柱的地表特征比较明显,特别在基岩裸露区更为明显。一般岩溶陷落柱出露处岩层产状杂乱,无层次可寻,乱石林立,充填着上覆不同地层的破碎岩块。岩溶陷落柱周围岩层因受塌陷影响而略显弯曲,并多向陷落区内倾斜。井下岩溶陷落柱形态一般呈下大上小的圆锥体,岩溶陷落柱高度取决于陷落的古溶洞的规模,溶洞空间愈大则岩溶陷落柱发育高度也愈高,甚至可波及地表。堆积在陷落柱内的岩石碎块呈棱角状,形状不规则,排列紊乱,分选性差。岩溶陷落柱的导水形式多样,有的岩溶陷落柱柱体本身导水;有的柱体是阻水的,但岩溶陷落柱四周或局部由于受塌陷作用影响形成较为密集的次生带,从而沟通多层含水层组之间地下水的水力联系;还有的岩溶陷落柱柱体内部分导水,部分阻水。影响岩溶陷落柱分布的因素较为复杂,其分布规律至今研究不够。但根据目前研究成果,我们认为,地质构造是控制岩溶陷落柱分布规律的主要因素之一。

2) 断裂(裂隙)带通道

断裂带是否能够成为充水通道主要取决于断裂带性质和矿床开采时人为采矿活动方式与强度。这里重点分析断裂带的性质等,后面问题在矿床充水人为因素部分讲述。

矿床水文地质勘探中对查明断层性质和导水性往往需要投入很大工作量,并应根据大量勘探及抽水试验资料进行断层水文地质意义分析。根据以往勘探及矿山开采资料说明,断层水文地质意义可分为如下几种情况。

(1) 隔水断层。一般为压性断层或断层带被黏土质充填,使断层两侧含水层不发生水力联系。在矿床开采时,由于人为活动,天然状态下的隔水断层常会变为导水断层。隔水断层处于不同位置其水文地质意义亦不同,隔水断层分布于主要充水岩层内时,常分割充水岩层的水力联系;隔水断层在边界上时,能阻止区域地下水补给。

(2) 导水断层。导水断层所处位置不同其水文地质意义亦不同。当导水断层位于区域边界时,常形成充水含水层或临近充水含水层的补给通道;当导水断层与地表水连通时,常形成地表水体补给矿床的主要通道;当充水岩层分布导水断层时,将增加充水岩层与外界的水力联系;当导水断层切割矿层隔水顶、底板时,断层常引起顶板或底板突水。

沟通含水层组密切水力联系的线状断裂(裂隙)带多发生在断层密集带、断层交叉点、断层收敛处或断层尖灭端等部位。

3) 窄条状隐伏露头通道

在我国大部分煤炭矿区,煤系薄层灰岩含水层和中厚层砂岩裂隙含水层以及巨厚层的碳酸盐岩含水层多呈窄条状的隐伏露头形式与上覆第四系松散沉积物不整合接触。影响隐伏露头部位多层充水含水层组地下水垂向间水力交替的因素主要有两个:

(1) 隐伏露头部位基岩风化带的渗透能力大小;

(2) 上覆第四系底卵孔隙含水层组底部是否存在较厚的黏性土隔水层。

一般地说,风化带的风化强度愈强或愈弱,基渗透性均较弱。而基岩风化强度和深度又与其岩性和裂隙发育程度有关。最易风化的有泥岩、沉凝灰岩以及分选性差或胶结差的中、粗粒砂岩和长石含量多的砂岩。在岩层风化过程中,水流的参与是一个重要的因素,因此,风化深度较深者多为裂隙较发育的岩层。泥岩虽然极易风化,是由于它的塑性强,一般裂隙发育有限,因此其风化深度往往较浅。探测隐伏露头基岩风化带的渗透能力一般可采用压(抽)水试验方法。

第四系沉积类型较为复杂,各种陆相沉积较为广布,如冲积、洪积、湖积、残积、坡积和冰川堆积等,海相和海陆交互相仅在海滨和局部内陆地区可见。因此,第四系含水层组的沉积结构千变万化。在某些矿区中,第四系含水层组底部沉积了较厚的黏土,亚黏土隔水层。在这些部位,无论煤系和中奥陶统基岩风化带的渗透性能如何强,这些黏性隔水层基本可以完全阻隔多层含水层组地下水之间的垂向水力联系;但在另一部分矿区,第四系含水层组底部的黏性沉积物由于某种原因沉积尖灭或其他原因,沉积厚度极其有限,甚至局部缺失形成“天窗”,这样如果煤系和巨厚层的碳酸盐岩含水层在隐伏露头的风化带部位渗透性较好,高水头的碳酸盐岩承压含水层地下水首先直接通过“越流”或“天窗”部位上补第四系孔隙含水层组,而第四系孔隙水又以同样方式下补被疏降的煤系薄层灰岩含水层或中厚层砂岩裂隙含水层。第四系含水层组像座桥畅通无阻的桥梁在煤系和碳酸盐岩含水层组两个窄条状隐伏露头处,接通了它们的水力联系。

4) 面状裂隙网络(局部面状隔水层变薄区)通道

根据含煤岩系和矿床水文地质沉积环境分析,在华北型煤田的北部一带,煤系含水层组主要以厚层状砂岩含水层组为主,薄层灰岩沉积较少。在厚层砂岩含水层组之间沉积了以细砂岩、粉细砂岩和泥岩为主的隔水层组。在地质历史的多期构造应力作用下,脆性的隔水岩层受力后以破裂形式释放应力,致使隔水岩层产生了不同方向的较为密集的裂隙和节理,形成了较为发育的呈整体面状展布的裂隙网络。这种面状展布的裂隙网络随着上、下充水含水层组地下水水头差增大,以面状越流形式的垂向水交换量也将增加。开平煤田东欢坨矿位于车轴山向斜收敛翘起部位,西北翼陡立,东南翼舒缓,这种构造形态反映了不对称力源的挤压作用。由于力源强度的不对称性,使得受力较小的东南翼层间滑动速率和错动距离增大,即在平行层面的力偶作用下,形成了垂直层面的共轭剪切破裂面。这种呈面状分布的垂直裂隙网络系统已被矿山大量地质勘探钻孔和井下采掘工程所证实。

5) 地震通道

根据开滦唐山矿在唐山地震时矿井涌水量和矿区地下水水位观测数据,地震前区域含水层受张力影响时,区域地下水水位下降,矿坑涌水量明显减少;地震发生时,区域含水层压缩,区域水位瞬时上升数米,矿坑涌水量瞬时增加数倍;强烈地震过后,区域含水层逐渐恢复正常状态,区域地下水逐渐下降,矿井涌水量也逐渐减少。震后区域含水层仍存在残余变形,所以矿井涌水在很长时间内恢复不到正常涌水量。矿井涌水量变化幅度与地震强度成正比,与震源距离成反比。

(二) 矿床充水的人为条件

1. 人为充水水源

由于矿床的开采,降落漏斗不断扩展,强烈改造了矿区天然地下水流场,人工地下水流场获得新的补给水源有下列几种情况:

- (1) 位于矿床地下水排泄的泉水。
- (2) 位于矿床地下水排泄区地表水(海、湖、河)体。
- (3) 位于矿床地下水径流带内的排泄区一侧相邻水文地质单元地下水。

老窑水一般分布在老矿区的浅部,它具有下列充水特点:老窑水以静储量为主,静储量与采空区分布范围有关;老窑水为多年积水,水循环条件差,水中含有大量 H_2S 气体,并多为酸性水,有较强的腐蚀性。老窑突水一般水势迅猛,硫化氢气体危害性大。

2. 充水人为通道

矿坑充水人为通道包括顶板冒落带和导水裂隙带是矿坑充水的人为通道,其特点如下:

当冒落裂隙带发育高度达到顶板充水岩层时,矿坑涌水量将有显著增加,当未能达到顶板充水岩层时,矿坑涌水无明显变化;当顶板冒落裂隙带发育高度达到地表水体时,矿井涌水量将迅猛增加,同时常伴有井下涌砂现象。

(1) 地面岩溶疏干塌陷带。随着我国岩溶充水矿床大规模抽放水试验和疏干实践,矿区及其周围地区的地表岩溶塌陷随处可见,地表水和大气降水通过塌陷充入矿井。有时随着塌陷面积的增大,大量砂砾石和泥沙与水一起灌入矿坑。

(2) 封孔质量不佳钻孔。底板充水矿床常因封孔质量不佳,某些钻孔变成了人为导水通道,当掘进巷道或采区工作面经过没有封好的钻孔时,顶、底板含水层地下水将沿着

钻孔补给矿层,造成涌(突)水事故。

(三) 矿床充水强度分析

自然界分布矿床中,单一的充水水源和充水通道是少见的。从水文地质剖面图可以看出,矿层(体)上部 and 下部往往分布多个充水含水层组。哪个是充水岩层?哪个是强充水岩层?哪个是弱充水岩层?这就需要进行矿床充水强度分析。

根据矿山调查资料可以看出,矿床开采后矿井充水强度除取决于充水含水层的富水性、导水性、厚度和分布面积外,还取决于3个防线。第一防线是充水含水层出露和接受补给源的条件;第二防线是充水含水层侧向边界的导水与隔水条件;第三防线是矿层顶、底隔水岩层的隔水条件。

三、造成井下水灾的原因

1. 对水灾的严重危害认识不足,煤矿水文基础资料不清

长期以来,提起煤矿灾害,人们往往首先想到的是瓦斯,容易忽视水灾威胁。多数矿井煤矿水文地质报告基础资料不全面,准确性不高,指导性不强,防治水工作缺乏统一的规划部署;国有煤矿的不少矿井缺乏必要的水文数据,对存在的水灾隐患认识不清,发生水灾后又应对无措;一些小煤矿乱采滥挖,图纸数据和井下实际作业情况不符,有的小煤矿根本就没有图纸。

2. 防治措施不力,技术管理弱化

国有重点煤矿中的一些单位安全生产主体责任不落实,“探、防、堵、截、排”等综合治理措施执行不严格;个别单位投入不到位,系统不完善,一些大型集团公司没有建立水害治理专业机构和队伍,也缺乏必要的探放水设备;有的存在着不顾水文地质条件而超能力、超强度、超定员组织生产的现象;地方国有煤矿防治水制度普遍不健全,在水文调查、预测预报、基础研究、制定技术防范措施等方面,均存在薄弱环节。乡镇煤矿防治水工作差距甚大,一些小煤矿既不了解矿井及其周边水文地质情况,也没有必要的防治水措施和装备,有的几个小煤矿共享一台钻机,不是用来探放水的,而是用来应付检查验收的。

3. 非法开采、违章作业现象严重

采空区、老塘透水,是当前煤矿水灾事故的主要类型。从2005年到2006年6月,全国共发生了17起1次死亡(涉难)10人以上的特大水灾事故,其中属于采空区、老塘透水的13起,占76%。一些煤矿非法超层越界开采,违规破坏防水煤柱,是造成这类事故的主要原因。主要有三种情况:一是明知有水害威胁而不防范,不该掘的掘漏了;二是已出现透水征兆,但没有引起重视,继续违章作业导致事故发生;三是违章开采隔离煤柱,酿成事故。左云县新井煤矿“5·18”透水事故是这三种情况共同作用的结果。该矿长期在水患威胁下超层越界非法盗采国家资源,没有防水措施,破坏防水煤柱,透水事故发生前曾经有明显征兆,矿主仍置若罔闻,继续组织生产,导致事故发生。2005年9月10日,贵州省天柱县凤城镇大豪煤矿在已发现有透水预兆的情况下,违章冒险作业,捅漏了老空水,造成10人死亡。2006年6月,重庆南川市后山煤矿在掘进时,与相邻废弃矿井的采空区贯通,发生透水事故,当时井下作业的18名工人中,7人死亡。

一些河流溃水、溶洞突水事故的发生,也是由于非法违法生产或有章不循,违章蛮干所造成。如2005年12月2日发生透水事故的河南省洛阳寺沟煤矿,就是因为非法开采防

水煤柱,使邻近废弃矿井老空水及其连通的松散孔隙水和地表河溃入井下,导致42人死亡。再如2004年10月20日发生特别重大透水事故、造成29人死亡的河北邯郸德盛煤矿,明知水患严重,却没有制定切实可行的防范措施,在水压、矿压和采动影响等多种因素作用下,奥灰水从工作面后方采空区的断层破碎带突出,导致矿难发生。吉林蛟河吉安煤矿的“4·24”事故和广东梅州大兴煤矿的“8·7”事故,都是由于非法越界开采或盲目开采所造成。

4. 监督管理不到位

一些地方煤炭行业管理弱化,原有防治水机构撤并划转或者已经取消。原煤炭部在全国布点设立的跨地区排水站,有的缺乏经费,装备陈旧,运转困难;有的已经成为“空壳”。“执法不严、工作不实”问题仍然相当严重,有的地方疏于监督,还有的存在着失职渎职现象。一些不具备安全生产条件的矿井没有及时关闭;一些水患严重的矿井,没有及时责令其停产整顿。这些都应当引起我们的高度重视。

我国煤矿水文地质情况复杂。根据早些年份的调查资料,各主要产煤省区、重点矿区均存在程度不同的水患,国有重点煤矿原有的600多处矿井中,约27%的属于“大水”矿井。我国煤矿水灾危害的严峻性,主要体现在:

一是受地表水和地下水的双重威胁。从地表水看,我国的一些煤矿,是在近海江河、库区等水体下开采的,防治水技术要求很高。从地下水看,目前开采的华北石炭二叠纪煤田和南方晚二迭纪煤田,属喀斯特水文地质类型,溶洞突水隐患严重;黄淮平原的煤田则受到第四系冲积层的覆盖,含水层和富水层较多,岩层致密性差,隔水层少,地质构造复杂,容易产生断层突水。此外,一些小煤矿乱采滥挖,既“掘漏”了原有的老空水,同时也制造了新的积水隐患,增添了防范突水事故的难度。

二是随着煤矿开发时间的延长,矿井开采深度的延伸,水害越来越严重。目前国有重点煤矿每生产1t煤炭,要排水5~6m³。一些百年老矿如焦作煤业集团,其所属矿井的经常性涌水量已经高达每小时2.4~3万m³,每采1t煤就要排水50~60m³。

三是自然环境的恶化,增添了煤矿防治水工作的变数。近年来受工业活动和人为因素的影响,全球气候急剧变化,洪涝、飓风、泥石流和干旱等自然灾害频繁发生。一些产煤地区久旱之后突降大雨,容易引起突发性水灾事故。近年来,山西、陕西、内蒙、甘肃、新疆等干旱地区一些煤矿发生水灾事故,就是因为平时干旱少雨、缺乏防范水灾的意识和必要的措施,结果酿成灾害。

四是煤矿防治水人才奇缺。矿业高等教育萎缩,水文地质专业人才培养数量本来就很少,而且毕业后也不愿意到煤矿,防治水工作“无人管、不会管、管不好”的情况严重。一般来说,水灾事故发生之前均有异常预兆,如煤壁、岩壁挂红挂绿,巷道滴水渗水,煤的湿度和含水量加大等。这些年来,我们还没有遇到过没有任何先兆的水灾事故。但是由于煤矿井下人员多为农民工、临时工,流动性大,加上教育培训滞后,目前煤矿现场作业人员中,能够识辨这种预兆的越来越少。

总之,目前煤矿水害形势严峻,防治水工作面临着许多困难,对此一定要引起高度重视。

四、透水预兆

采掘工作面透水前一般都有预兆,井下工作人员熟悉这些预兆,对于及时采取对策,

保证人员安全撤离有着重要作用。透水预兆有以下几种。

(1) 巷道壁或煤壁“挂汗”。这是由于压力水渗入微细裂隙后, 凝聚于岩石和煤层表面造成的。

(2) 煤层变冷。煤层含水增大时, 热导率增大, 所以用手摸煤壁时有发凉的感觉。

(3) 淋水加大, 顶板来压, 或底板鼓起并有渗水。

(4) 出现压力水流(或称水线), 这表明离水源已较近, 应密切注视水流情况, 如果出水混浊, 说明水源很近; 如果出水清静则较远。

(5) 煤层有水挤出, 并产生“嘶嘶”声。有时尚能听到空洞泄水声。这是透水危险的征兆。

(6) 工作面有害气体增加。为积水区常散发出甲烷、二氧化碳和硫化氢等气体。

(7) 煤壁或巷道壁“挂红”、酸度大, 水味发涩和有臭鸡蛋味。这是老空水的特点。铁锈使水成红色, 含硫化氢就有臭鸡蛋味, 酸性水发涩。

(8) 煤发潮发暗。干燥、光亮的煤由于水的渗入, 就变得潮湿、暗淡, 如果挖去表层, 里面还是这样, 说明附近有积水。

矿井水源类型不同, 出现的预兆也不同。

(1) 老空水。一般是死水, 年代久远, 含铁锈等杂质多。所以“挂红”、酸度大、水味发涩。

(2) 断水层。断层附近岩层较破碎, 故一般工作面出现来压, 淋水增大, 有时在岩缝中见到淤泥, 底部出现射流, 水呈黄色等; 但很少出现“挂红”水无涩味。

(3) 溶洞水。大多在石灰岩中遇到, 有时出现来压, 柱窝和裂缝渗水、浸水等现象。溶洞水呈黄色或灰色, 带臭味, 有时出现“挂红”。

(4) 冲积层水。如隔离煤柱过小、回采冒落后, 裂隙沟通冲积层时可能遭到。冲积层水涌出的特点是, 初时往往水较小, 水色发黄, 夹有砂子, 以后水量变大。

由于各种因素错综复杂, 有时会遇到特殊情况。如过断层有时未发现其他预兆, 只是压力增大, 以后支柱压断, 水突然下来。又如巷道上部有一盲巷通老空, 并有较厚的淤泥隔水, 预兆不明显, 但在巷道送过去后引起岩石松动, 突然透水。

在发现涌水预兆或大量涌水时, 就停止作业, 迅速报告调度室, 采取相应的防水措施, 并通知有关地段撤退人员。

第二节 矿井水灾的防治

一、矿井水灾名词术语与水灾类型

1. 矿井水灾名词术语

(1) 矿井水。凡是在矿井开拓、采掘过程中, 渗入、滴入、淋入、流入、涌入和灌入井巷或工作面的任何水源水统称为矿井水。

(2) 矿井突水(简称突水)。凡因井巷、工作面与含水层、被淹巷道、地表水体或含水的裂隙带、溶洞、洞穴、陷落柱、顶板冒落带、构造破碎带等接近或沟通而突然产生的出水事故, 称为矿井突水。

(3) 矿井水灾。凡影响生产、威胁采掘工作面或矿井安全的、增加吨煤成本和使矿井局部或全部被淹没的矿井, 都称为矿井水灾。

2. 矿井水灾类型

造成矿井水害的水源有大气降水、地表水、地下水和老窑水, 其中地下水按其储水空隙特征又分为孔隙水、裂隙水和岩溶水等。现根据水源分类, 把我国矿井水害分成若干类型(表7-1), 作为防治矿井水害时的参考。

在工作过程中, 还应考虑以下3方面的内容:

(1) 表中矿井水害类型系指按某一种水源或某一种水源为主命名的。然而, 多数矿井水害往往是由2~3种水源造成的。单一水源的矿井水害很少。

(2) 顶板水或底板水, 只反映含水层水与开采煤层所处的相对位置, 与水源丰富与否、水害大小无关。同一含水层水, 即可以是上覆煤层的底板水, 又同时是下覆煤层的顶板水。例如, 峰峰矿区的大青灰岩水, 既是小青煤层的底板水, 又是大青煤层的顶板水。因此, 不按此分类。

表7-1 矿井水灾类型

| 类 别 | 水 源 | 水源进入矿井的 途径或方式 | 发生过突水、淹水的 典型矿区 |
|-------|--------------------------------------|---|--|
| 地表水灾 | 大气降水、地表水体(江、河、湖泊、水库、沟渠、坑塘、池沼、泉水和泥石流) | 进口、采空冒裂带、岩溶地面塌陷或洞、断层带及煤层顶底板或封孔不良的旧钻孔充水或导水 | 水城汪家寨矿、内蒙古平庄古矿、辽源梅河一井等 |
| 老窑水水灾 | 古井、老空区、废巷及采空区积水 | 采掘工作面接近或沟通时, 老空水进入巷道或工作面 | 山西陵川县关岭山煤矿、徐州旗、峰峰四矿等矿区都发生过老空水的水害 |
| 孔隙水水灾 | 第三系、第四系松散含水层孔隙水、流沙或泥沙等, 有时为地表水补给 | 采空冒裂带、地面塌陷坑、断层带及煤层顶底板含水层裂隙及封孔不良的旧钻孔导水 | 吉林舒兰煤矿、淮南孔集矿、徐州新河煤矿 |
| 裂隙水水灾 | 砂岩、砾石等裂隙含水层的水, 常常受到地表水或其他含水层的补给 | 采后冒裂带、断层带、采掘巷道揭露顶板或底板砂岩水, 或封孔不良的旧钻孔导水 | 徐州大黄山煤矿、韩桥煤矿, 开滦范各庄等煤矿区都有裂隙水水害 |
| 岩溶水水灾 | 薄层灰岩水水灾 | 主要为华北石炭二叠纪煤田的太原群薄层灰岩岩溶水(山东省一带为徐家庄灰岩水, 并往往得到中奥陶系灰岩水补给) | 采后冒裂带、断层带及陷落柱, 封孔不良的旧钻孔, 或采掘工作面直接揭露薄层灰岩岩溶裂隙带突水 |
| | | | 徐州青山泉二号井, 淮南谢一矿, 肥城大封煤矿, 杨庄矿(徐灰), 新密芦沟矿 |

续表

| 类 别 | | 水 源 | 水源进入矿井的途径或方式 | 发生过突水、淹水的典型矿区 |
|-----------|------------|--|---|---|
| 岩溶水 水灾 | 厚层灰 岩水灾 | 煤层间接顶板厚层灰岩含水层, 并往往受地表水补给 | 采后冒裂带、采掘工作面直接揭露或地面岩溶塌陷坑 | 江西丰城云庄矿 |
| | | 煤系或煤层的底板厚层灰岩水 (在我国煤矿区主要是华北的中奥陶系厚层 (500~600m) 灰岩水和南方晚二叠统阳新灰岩水), 对煤矿开采威胁最大, 也最严重 | 采后底隙裂隙、断层带构造破碎带、陷落柱或封孔不佳的老钻孔和地面岩溶塌陷坑吸收地表水 | 峰峰一矿, 焦作演马庄矿、冯营矿、中马村矿、淄博北大井均为断层导水淹井; 开滦范各庄矿, 安阳铜冶矿为中奥灰水通过陷落柱、探孔进入矿井 |

(3) 断层、旧钻孔、陷落柱等都可能成为地表水或地下水进入矿井的通道 (水路), 它们可以含水或导水。由它们导水造成的矿井水灾有大有小, 其危害或威胁程度, 决定于通过它们的水的来源丰富与否。

二、煤矿防治水灾的现状与方法

(一) 煤矿防治水灾的现状

1. 国内现状

在突水机理的研究上, 曾先后提出了“突水系数”、“等效隔水层”和底板隔水层中存在“原始导高”等概念。经过多年的试验、观测与研究, 认为底板突水机理是“含水层富水性、隔水层厚度及其存在的天然裂隙与水压、矿压等因素的综合作用结果”。对突水分析采用了统计学方法, 力学平衡、能量平衡方法。同时, 开始应用井下物探技术, 如坑道透视法、氦气测定法等来探测充水水源和充水通道。并在研究、验证预测突水量的数学模型方面有较大进展。

疏干降压是我国矿井防治水灾的主要技术措施。国内除普通的采用经常性疏干排水外, 先后还进行了峰峰矿区和淄博矿区的薄层灰岩水的疏干和降压及邯郸矿区的疏干工作程序和疏干勘探方法。20 世纪 80 年代初, 在淮南矿区还总体研究了太原群灰岩水的疏干问题。

堵水截流是我国矿井防治水灾的重要方法。在静水与动水条件下注浆封堵突水点、矿区外围注浆帷幕截流等都有成熟的方法和经验。焦作、峰峰等矿区都进行过这类工作, 近年来又成功地封堵了开滦范各庄矿特大型突水。从 20 世纪 60 年代起在徐州、枣庄、新汶等煤矿和张马屯铁矿、水口山铅锌矿等不同水文地质条件下的灰岩地层中成功地建造了大型堵水截流帷幕, 取得了良好的堵水效果。近年来, 峰峰四矿对煤层底板注浆截断岩溶水垂向补给通道, 取得了明显的效果。

2. 国外现状

目前, 国外主要采用主动防护法, 即采用地面垂直钻孔, 用潜水泵专门疏干含水层。为了适应预先疏干方法, 国外生产了高扬程 (1000m)、大排水量 (5000m³/h)、大功率

(2000kW)的潜水泵,其疏干工程已逐渐采用计算机自动控制。

国外堵水截流方法也有很大发展,建造地下帷幕方法愈来愈受到重视。目前有些国家利用挖沟机在松散层中修建帷幕;开挖、护壁、清渣等流水作业,是当前国外先进的堵水截流技术。但是,现在国外还没有在岩溶地层中建造大型帷幕的实例。为充分利用隔水层厚度,减少排水量,国外正在对隔水层的隔水机理、突水量与构造裂隙的关系、高压作业下的突水机理以及隔水层稳定性与临界水力阻力的综合作用等进行研究。目前预测方法有统计学方法、突变方法与现场试验,如水力压裂法等。物探方法也有一定的发展。如德、英、美等国研究槽波地震法探测落差大于煤厚的断层,以及采用井下数字地震仪探测岩层中的应力分布;前苏联从超前孔中用无线电波法研究岩溶发育带预防突水。

(二) 煤矿防治水灾的方法

如前所述,我国在矿井水灾防治方面,已有了比较成熟的技术和措施,如疏干降压、注浆堵水、突水预测和探放水等(表7-2)。

表7-2 煤矿防治水灾方法简介

| 分 类 | 防治主要内容 | 应用矿区 |
|--------|--|---|
| 地表水防治 | 1. 在河流(含冲沟、小溪管道)的漏水、渗水段铺底,修人工河床、渡槽或河流部分地段改造等 2. 在矿区外围修筑防洪泄水管道,在采空区外围挖沟排(截)洪 3. 填堵管道(指对岩溶地面塌陷及采空区塌陷的处理) 4. 建闸设站,排除塌陷积水或防止河水倒灌 | 湖南恩口矿、南桐红岩矿、徐州贾汪矿区 |
| 井下防水设施 | 1. 留设防水煤(岩)柱 2. 设置防水闸门及防水闸墙 3. 设排水泵房、水仓、排水管路及排水沟等排水系统 | 峰峰各矿、邯郸各矿及其他大水矿区 |
| 井下探放水 | 1. 探放老窑水 2. 探放断层水 3. 探放陷落柱水 4. 探放旧钻孔水 5. 探放含水层水 | 峰峰、井陘、邯郸、淄博和肥城等矿区 |
| 疏干 | 1. 地表疏干是从地面施工垂直钻孔,安装潜水泵,抽排含水层水 2. 地下疏干 (1) 专门疏干矿井、巷道和放水孔 (2) 疏干巷道(运输巷道疏干含水层、疏水石门、疏水平嗣) (3) 疏水钻孔(井下水孔疏干、井下吸水孔疏干) 3. 联合疏干 (1) 地表疏干与地下疏干同时进行 (2) 多井同时疏干同一含水层 | 广东石碌铜矿 湖南煤炭坝矿、恩口矿等徐州夏桥矿、南桐红岩矿新汶张庄矿、潞安五阳矿 湖南煤炭坝矿 |
| 突水预测 | 1. 易于突水的构造部位或地段的预测 2. 采掘前突水预测 3. 采掘过程中突水预测 4. 突水量预测 | 焦作矿区、淄博矿区、井陘矿区、邯郸王凤矿、陕西韩城矿区、井陘矿区 |

续表

| 分 类 | 防 治 主 要 内 容 | 应 用 矿 区 |
|-----------------|---|---|
| 地表水体下 采煤安全措施 | 1. 地表水体下留设安全煤(岩)柱(含断层煤柱) 2. 选择控制采高的采煤方法, 加强顶板管理 3. 保持足够的排水能力, 即设计的最大排水能力 4. 建立井上、下水文动态观测网、避灾路线、报警系统等 5. 必要时探水掘进 | 淮南孔集矿等 乐平钟家山矿 开滦唐山矿 淮南孔集矿等 井矿矿区 |
| 注浆堵水 | 1. 注浆堵水的一般施工 2. 封堵突水口(点)的注浆 (1) 封堵突水巷道的注浆 (2) 封堵突水断裂带的注浆 (3) 封堵岩溶陷落柱的注浆 (4) 巷道布设在厚层灰岩的突水口的注浆 3. 封堵天然隐伏垂向补给通道的注浆 4. 堵水截流帷幕的注浆 | 开滦范各庄矿与吕家坨矿的 边界巷道动水注浆工程、新汶 庄矿、肥城大封矿、开滦赵各 庄矿、安阳铜冶矿、涟邵斗笠 山矿、湖南恩口矿、峰峰四 矿、徐州青山泉矿、枣庄郭东 井 |
| 酸性水防治 | 1. 减少酸性水发生的根源 (1) 检选、利用造酸矿物 (2) 减少地表水渗入量 2. 减少排水量 3. 提高设备的耐酸性能 4. 中和酸性水 | 淄博矿务局 丰城矿务局 江苏潭山硫铁矿 |

三、地表水的防治

地表防水是指在地面修筑防排水工程或采取其他措施, 以限制大气降水和地表水补给含水层或直接渗入井下, 从而减少矿井涌水量。地面防排水工程是保证矿井安全生产的第一道防线, 特别是对于以大气降水和地表水作为矿井主要充水来源的矿井尤为重要。《煤矿安全规程》中将它列为经常性工作之一。

地面防排水工作进行与否以及工程质量好坏, 直接关系到煤矿的安全生产, 这种影响在雨季尤为显著。例如峰峰矿区在 1963 年 8 月降雨量达 825.7mm, 其中 8 月 1 日至 9 日降雨量达 773.7mm, 致使山洪泛滥, 河水暴涨, 矿井涌水量剧增, 使部分工作面和设备被淹, 各矿井分别停产 8~60 天不等的严重事故; 而在徐州矿区, 由于对地表防水工作比较重视, 几年里修建了大量的防排水工程, 因而在 1963 年战胜了 50 年一遇的特大江水, 矿井安然无恙, 保证了矿井安全生产。

1. 挖沟排(截)洪

位于山麓和山前平原区的矿井, 雨季常有大量

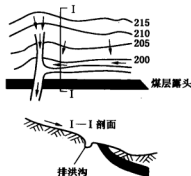


图 7-1 排洪沟布置示意图

山洪流入矿区，淹没进口或工业广场，或沿煤层、含水层露头带以及裂隙进入井下，使矿井涌水量增大。这种情况下，一般应在矿区上方垂直来水方向修筑排水沟，拦截山洪或浅部地下水。排洪沟大致沿地形等高线布置，并保持适当坡度，将水排至影响范围之外，如图 7-1 所示。

在一些条件适宜的地方，除挖防洪沟外，也采取修土坎、架渡槽等措施，如图 7-2 所示。

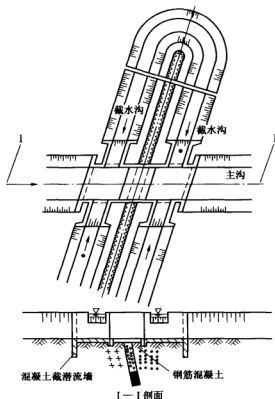


图 7-2 排洪沟示意图

2. 堵塞通道

对矿区地面由于采矿引起的塌陷、裂缝、洞穴等可能成为矿井充水的通道，用黏土、水泥或混凝土将其填堵，对于较大的塌陷坑和裂缝，通常下部充以碎石，上部覆盖黏土夯实并高出地表，以防水流渗入。如图 7-3 所示。

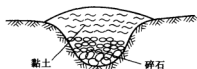


图 7-3 塌陷坑的填堵方法

3. 河流改道

当区内有河流通过，并严重威胁矿井生产时，应采取河流改道措施。即在河流进入矿区的

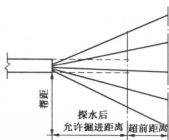


图 7-6 探水钻孔布置示意图

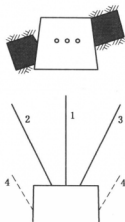


图 7-7 扇形探水钻孔布置

1—中心孔；2、3—扇孔；4—前次探水孔的超前段

对于工作面前方和左右两侧受水威胁的缓倾斜薄煤层，钻孔按扇形布置（图 7-7）。

当积水区肯定在巷道一侧时，钻孔可按半扇形布置（图 7-8）。中厚以上煤层中掘进探水时，不仅要考虑水平方向的布置和密度，还要考虑垂直方向的布置和密度，要使钻孔进入顶底板围岩。

探老空积水时，因为旧巷极不规则，为了避免漏探，钻孔应该较密。根据淄博矿区的经验，在探水巷道每次停止掘进的位置上，探水钻孔间距不得大于 3m（图 7-9）。



图 7-8 沿断层掘进时探水钻孔布置

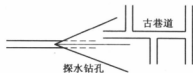


图 7-9 老空区探水时钻孔布置

探断层水的钻孔应与探断层位置和构造（落差、走向、倾角）的钻孔结合起来考虑。当井田边界以大断层为界，而另一侧又有强含水层时，掘进过程中应探明断层的位置和产状要素，以便留有足够的防水煤柱。其开孔位置必须在防水煤柱外和断层应力影响带以外，防止断层附近岩石破碎，出水后不易控制。

钻孔个数以保证钻孔有必需的密度为原则，一般不得少于 3 个。

(5) 探水时的安全措施：

①探水前应加固探水工作面支架，背好帮顶，以免压力水冲垮煤壁和支架；

居民点的影响程度。

(2) 通过探水钻孔和水文观测孔, 观测各种水源的水压、水位和水量变化规律, 分析水质等, 查明矿井水的来源, 以及矿井水和地下水、地表水和补给关系。

(3) 观测矿井涌水量及其季节性变化规律等。

2. 做好矿井地质工作

为了查明水源和可能涌水的通道, 在矿井建设和生产过程中, 应不断积累和掌握以下情况:

(1) 冲积层的厚度和组成, 各分层的透水、含水性。

(2) 断层和裂隙的位置、错动距离、延伸长度、破碎带范围和含水、导水性能。

(3) 含水层与隔水层的数量、位置、厚度。各含水层的涌水量, 渗透性及其到开采矿层的距离。

(4) 调查老窑和现采小窑的开采范围, 开采经过; 开采煤层及深度, 积水区域及分布状况, 勘探钻孔的填实状况及其透水性能。

(5) 开采过程中围岩破坏范围及地表塌陷情况; 观测塌陷带、裂隙带、沉降带的高度, 以及采动对涌水量的影响, 判断是否透水等情况。

(二) 井下探水

矿井建设和生产都必须坚持有疑必探、先探后掘的原则。在接近积水地区采掘、探水, 排放被淹没井巷积水时, 都必须编制探放水设计及拟定安全措施, 报矿总工程师批准。探放水工作须有专人负责。

采掘工作遇到下列之一时, 必须按《煤矿安全规程》规定确定探水线探水前进。

(1) 接近水淹或可能积水的井巷、老空或相邻煤矿时;

(2) 接近水文地质复杂的区域, 并有出水征兆时;

(3) 接近含水层、导水断层、溶洞和导水陷落柱时接近可能与河流、湖泊、水库、蓄水池、水井等相通的断层破碎带时;

(4) 接近有水的灌浆区、可能出水的钻孔或其他可能出水的地区时;

(5) 打开隔离煤柱放水时。

探放水设计应根据水文资料的掌握程度、积水区水头压力、水量、煤层和岩层厚度及强度等情况进行设计, 具体规定如下:

(1) 探水起点。由于积水范围不可能掌握得很准确, 探水起点与可疑水源间必须留出安全距离。据一些矿井的经验, 应在离可疑水源 75 ~ 150m, 有时甚至在 200m 以外开始打探水钻眼。

(2) 钻孔深度及超前距离。为使钻孔保持超前采掘工作面不小于 20m (薄煤层内不得小于 5m, 岩层中不得小于 5 ~ 10m) 钻孔深一般在 40m 左右。这样每打一次钻, 可连续采掘 20 ~ 30m (图 7-6)。

(3) 钻孔直径。探水钻孔一般兼作排水钻孔。因此, 决定孔径时, 既要使积水能顺利排出, 又要防止冲垮煤壁, 所以孔径以不大于 75mm 为宜。

(4) 钻孔布置与孔数。根据地质条件, 如煤层走向和倾角的变化, 采掘巷道与可能积水区相对位置, 以能保持安全岩柱厚度, 防止漏探, 安全、经济而有一定的施工速度为原则, 来确定钻孔布置及孔数。

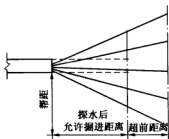


图 7-6 探水钻孔布置示意图

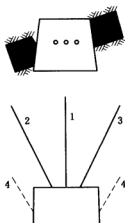


图 7-7 扇形探水钻孔布置

1—中心孔；2、3—帮孔；4—前次探水孔的超前段

对于工作面前方和左右两侧受水威胁的缓倾斜薄煤层，钻孔按扇形布置（图 7-7）。

当积水区肯定在巷道一侧时，钻孔可按半扇形布置（图 7-8）。中厚以上煤层中掘进探水时，不仅要考虑水平方向的布置和密度，还要考虑垂直方向的布置和密度，要使钻孔进入顶底板围岩。

探老空积水时，因为旧巷极不规则，为了避免漏探，钻孔应该较密。根据淄博矿区的经验，在探水巷道每次停止掘进的位置上，探水钻孔间距不得大于 3m（图 7-9）。

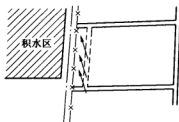


图 7-8 沿断层掘进时探水钻孔布置

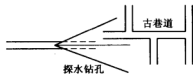


图 7-9 老空区探水时钻孔布置

探断层水的钻孔应与探断层位置和构造（落差、走向、倾角）的钻孔结合起来考虑。当井田边界以大断层为界，而另一侧又有强含水层时，掘进过程中应探明断层的位置和产状要素，以便留有足够的防水煤柱。其开孔位置必须在防水煤柱外和断层应力影响带以外，防止断层附近岩石破碎，出水后不易控制。

钻孔个数以保证钻孔有必需的密度为原则，一般不得少于 3 个。

(5) 探水时的安全措施：

①探水前应加固探水工作面支架，背好帮顶，以免压力水冲垮煤壁和支架；

②清理好巷道，保证安全撤退路线畅通无阻。20°以上的倾斜巷道要设梯子和扶手；

③保证排水沟畅通，并有适当的坡度和断面；保证水仓和排水设备有足够的容量和能力；

④探水地点要安设电话，一旦发现透水而无法控制时，可立即通知有关的险区人员撤离（撤退路线应事先拟定好）；

⑤打钻过程中，如发现煤、岩变松或沿钻杆向外流水超过正常打钻供水量时，必须立即停钻（但不得移动或拔出钻杆），派人监视水情，并报告矿调度室。如果情况危急，必须立即通知所有可能受水害威胁的地点撤人，并采取应急措施；

⑥钻孔接近老空区，估计有可能涌出瓦斯或其他有害气体时，必须有检测员或救护队员在现场值班，检查空气成分。发现有害气体超过规定时，立即停钻、停电、撤人，并报告调度室处理；

⑦预计水压较大时，孔口要用套管加固，使钻杆通过套管打钻，套管上要装水压表与门阀；探到水源后，应利用套管放水；

⑧工作人员要熟悉透水预兆，当发现透水预兆或发现大量涌水，应立即报告调度室，采取措施。

（三）放水（疏干）

有计划地将水源的水全部或部分地疏放掉，是消除水患的有效措施之一。下面按不同类型的的水源，说明其疏干方法与措施。

1. 疏放老空水

有下列几种处理方式：

（1）直接放水。当水量不大，不致超过矿井排水能力时，可利用探水钻孔直接放水。

（2）先堵后放。当老空水与溶洞水或其他巨大水源有联系，动水储量很大，不堵住水源，一时排不完或不可能排完水时，应先堵住出水点，然后排放积水。

（3）先放后堵。如老空区或被淹井巷虽有补给水源，但补给量不大，或在一定季节没有补给时，应选择时机先行排水，然后进行堵漏、防漏施工。

（4）用煤柱或构筑物暂先隔离。如果水量过大或水质很坏，会腐蚀排水设备，应先行进行隔离，做好排水准备工作后再排放；如果放水会引起塌陷，影响上部的重要建筑物或设施时，应留防水煤柱永久隔离。

2. 疏放含水层水

1) 地面疏放水

地面疏放水是在地面打钻后，利用潜水泵或深井泵抽排，以降低地下水位。它适于埋藏较浅、渗透性良好的含水层。抽水钻孔可采取环状孔群和排状孔群两种布置方式：

（1）环状孔群，用于补给水来自四周及开凿立井井筒时，达到预先疏干待掘含水层的目的，为凿井创造无水施工的条件。

（2）排状孔群，当补给方向来自一侧或有集中的补给通道时，可在进水地段垂直水流方向布置排状孔群抽水拦截。

2) 用井下巷道疏水

用井下巷道疏水需要先行探水，摸清水情，预算水情，预算出涌水量，准备好疏水泵及防水闸门后，掘进疏水巷道，使其顶板含水层的水通过空隙和裂隙疏放出来。在掌握

水压、水量的情况下,可提前掘进采区巷道作为疏水巷道,也可将疏水巷道直接布置在被疏干的含水层中以提高疏放效果。例如焦作矿务局的朱村、李封等矿,均将疏水巷道直接布置在煤层顶板 I_4 灰岩内,疏水降压,效果良好。湖南莲部矿务局斗笠山煤矿香花台井,也将疏水巷道直接布置在茅口灰岩内,该茅口灰岩溶洞发育,储水量很大,所以还在巷道揭露的出水点,因地制宜预埋各种形状的装有阀门的管子,以控制放水量,取得满意的结果。

3) 用井下钻孔疏水

可在计划疏放降压的不突水部位先掘巷道,然后在巷道中每隔适当距离向水层打钻。其布置方式有如下几种:

(1) 丛状(放射状)布置,它可超前一定距离疏放,也可从构造完好的稳定地段向构造破碎带打钻。

(2) 排状或不规则布置。

(3) 立井泄放孔,建井期间,如有一个井筒已到底,并开凿了车场、硐室,有一定排水能力,另一井筒尚在掘进,涌水量大、施工困难,这时可从掘进中的井筒向下打泄放钻孔,打透已掘井筒的井底硐室,进行泄放。当孔壁可能坍塌堵塞时,应下筛管,泄放孔上口应设过滤罩。某矿西风井开凿时用此法放水,因未设过滤罩,造成事故。疏放松散含水层的水时,而采用楔入式管状过滤器,过滤器筛眼直径按含水层砂、砾的粒度,在2.5~15mm间选取。

3. 疏放水时的安全注意事项

(1) 探到水源后,在水量不大时,一般可用探水钻孔放水;水量很大时,需另打放水钻孔。放水钻孔直径一般为50~75mm,孔深不大于70m。

(2) 放水前应进行放水量、水压及煤层透水性试验,并根据排水设备能力及水仓容量,拟定放水顺序和控制水量,避免盲目性。

(3) 放水过程中随时注意水量变化,出水的清浊和杂质,有无害气体涌出,有无特殊声响等,发现异状及时采取措施并报告调度室。

(4) 事先定出人员撤退路线,沿途要有良好照明,保证路线畅通。

(5) 为防止高压水和碎石喷射或将钻具压出伤人,在水压过大时,钻进时应采用反压和防喷装置,并用拦板背紧工作面以防止套管和煤(岩)壁突然鼓出;拦板后面要加设顶柱或木垛,必要时还应在顶、底板坚固地点砌筑防水墙,然后才可放水。防喷装置有多种,用于垂直钻孔的有孔口防喷帽和防喷接头,用于水平或倾斜钻孔的有盘根密封防喷器等。

(四) 截水

截水是使局部地点涌水不致危及其他地区的重要措施。它利用水闸墙、水闸门和防水煤(岩)柱等永久或临时地截住水源,将采掘区与水源隔离。

1. 隔离煤柱(防水煤柱)

《煤矿安全规程》规定:在相邻矿井的分界处,必须留防水煤柱。矿井以断层分界时,必须在断层两侧留有防水煤柱。对于井上下的各种水源,一般来说应尽可能将其疏干;当这样做不可能或不合理时,需要留出一定宽度的煤(岩)柱来隔离水源。

一般在下列情况下需留防水隔离煤(岩)柱:

(1) 煤层直接位于地表水体或含水层之下, 而上述水源又无法疏干时;

(2) 地表水体或强含水层等通过断层、裂缝同煤(岩)层有水力联系时, 必须找出断裂线在煤(岩)层内的位置, 并在其两侧留出防水煤(岩)柱;

(3) 在被淹没井巷的积水面以下进行采掘, 在有水或稀泥的灌浆区, 有淤泥的旧巷或洞穴附近采掘, 而上述积水或淤泥又难以排出时。

《煤矿安全规程》执行说明规定, 掘进巷道与积水体之间的防水煤(岩)柱, 其最小垂距不得小于巷道掘进高度的 10 倍。

矿井边界的防水煤柱最小值不应小于 20m, 断层各侧的防水煤柱也不应小于 20m。

2. 水闸墙(防水墙)

水闸墙是用不透水材料构筑的永久性构筑物, 用于隔绝透水危险的区域。

水闸墙应符合下列要求:

(1) 筑墙地点的岩石应坚固, 没有裂缝, 必要时必须将风化松软或有裂隙的岩石除去, 然后筑墙。为避免围岩在掏槽时产生裂缝, 要用风镐或手镐掏槽, 不得用炸药。

(2) 要有足够的强度, 能承受涌水压力。为此, 应有足够的厚度, 选用耐腐蚀的材料。为了防止墙体因受硫酸钙、碳酸钙或氧化钙反应的影响而遭到破坏, 可用铝钙水泥构筑水闸墙与水接触的那部分(厚约 2m)。应尽量选择在小断面巷道中筑墙, 以减少费用和工时。

(3) 不透水、不变形、不位移。为此, 墙基与围岩要紧密结合。筑墙时应预插注浆管, 砌墙后可由注浆管向四周联结处灌入水泥浆, 墙基掏槽要呈楔形, 以耐水压。水压特大时, 应掏多重截槽, 各截槽间要隔一定距离, 以保持岩石的坚固性和稳定性; 并在来水方向, 伸出锥形混凝土护壁将水压通过护壁传给围岩以减少渗水的可能性。

3. 防水闸门

防水闸门设置在发生涌水时需要堵截而平时仍需运输、行人的巷道内。水文地质条件复杂, 有突水危险的矿井, 必须在井底车场两端, 井下水泵房和变电所的出入口, 以及通向突水危险地区的巷道中设置水闸门。

水闸门要有专门设计, 并说明设置地点、水压状况、围岩性质、断面要求和闸门硐室的结构、尺寸、强度的计算, 注浆防渗及施工要求, 安装公差、质量检查及耐压试验等。设计要报省(区)煤炭局批准。防水闸门完工后, 由矿总工程师组织验收和测试, 测试的结果, 报上级部门存档备查。

防水闸门是防止水灾的重要工程, 不少矿井就是设有防水闸门避免了淹井事故。它必须符合下列要求:

(1) 闸门关闭严密, 不漏水; 闸门前后必须浇筑混凝土墩, 墩后填实注浆。

(2) 通过闸门的铁轨、电机车架空线等必须灵活易拆, 在关闭闸门时能迅速断开; 通过闸门墙垛的压风管和其他管路, 必须耐高压, 并在门外侧安有高压阀门; 电缆孔应从里侧(来水侧)封堵严密, 不得漏水。

(3) 在来水侧离闸门 25m 处, 应设一道挡物的箠子门, 在闸门和箠子门间, 不得停放车辆和杂物; 来水时先关箠子门, 后关闸门。

(4) 闸门处必须附设观测水压装置和带高压阀门的放水管路。如果有水沟, 则水沟要有闸门, 而且水沟闸门与行人走车闸门要错开, 不得上下重叠。在灾后重新打开放水

时, 应能将闸门以里的积水放净。

闸门按巷道类型确定门扇数量:

(1) 双扇门用于双轨大巷。

(2) 单扇门用于单轨巷道或小断面巷道。在墙面上设有流水沟, 并装有水沟闸门, 用于正常流量较大的巷道; 当正常流量不大时可设流水管。

闸门的结构有多种方式, 如平板矩形、单向拱形、矩形、球面拱形等。其中前面两种适用于水压较小的地点, 门扇与门框的接触面用橡皮垫止水; 后面两种适用于水压大的地点, 门扇与门框的接触面上用铅锌合金垫料止水; 门扇与门框应该用斜面接触。

关闭水闸门用的工具和零件, 要由专人负责, 保存在指定地点, 定期检查维护, 不得丢失和挪用。水闸门的管理应由矿长负责, 每年进行关闭试验; 报废或拆除水闸门, 必须报煤业集团总工程师批准。

(五) 堵水 (注浆堵水)

承压水是充满在上、下两个隔水层之间具有承压性能的地下水。其注浆堵水是将专门制备的浆液通过管道压入地层裂隙或孔洞, 经凝结、固化后达到堵隔水源的目的。它是矿山、水工建筑、铁道等部门防治地下水害的有效方法之一, 得到了广泛应用。

1. 注浆设备与机具

注浆设备及机具, 主要包括钻机、钻具、注浆泵、搅拌机、注浆管线、止浆塞和混合器等, 其中钻机与钻具是成孔设备, 而注浆泵、搅拌机等其他设备则是制备、输送浆液并将浆液注入地层空隙或软土地层中的机具。注浆施工中, 注浆技术主要分为两类: 一类是静压注浆, 指常规注浆, 也简称注浆, 主要用于矿山及水利工程; 另一类是高压喷射注浆, 主要用于加固软土地基。

在注浆的钻孔施工中, 钻机可选用回转式、冲击式或振动式钻机; 在矿山及水利工程中的竖井或巷道及工作面施工中, 也可使用凿岩机凿孔。

注浆施工中, 当注入黏土水泥浆等粒状浆液时, 国内目前多采用活塞注浆泵或泥浆泵, 浆中掺砂时则采用专用砂浆泵, 若进行化学注浆, 可用专用计量泵。

高压喷射注浆设备及机具, 主要由高压发生装置、钻具、特种钻杆、高压管路及注浆设备等组成。

2. 注浆材料

注浆之所以能够起到堵水和加固的作用, 主要是由于注浆材料在注浆过程中发生由液相到固相转变的结果。因此, 凡是一种液体, 在一定条件下可以变成固体的物质, 一般来讲都可以当作注浆材料。在注浆施工中, 能否正确合理地选择一种或几种注浆材料将直接影响注浆工程的成败和经济技术指标。

最早用于注浆的材料是石灰和黏土。1864 年开始将水泥用于注浆, 均采用单液方式注入。黏土和水泥都属于颗粒性的材料, 其粒径为 $5 \sim 85 \mu\text{m}$, 用它来充填砂层 (粒径小于 1.1 mm) 和细小裂隙 (宽度小于 0.1 mm , 渗透系数低于 10^{-3} cm/s) 是非常困难的。另外, 水泥浆液的凝固时间很长, 尽管在以后多年的研究中找到了多种水泥附加剂, 但仍难以控制其凝固时间。1900 年, 荷兰采矿工程师尤斯登发明了水玻璃—氯化钙浆液, 由于这种材料是瞬间凝固的, 所以当时采用了双液双系统方式注入, 即两种浆液分别用两条管路注入, 让这两种浆液在地下混合而凝胶, 这是化学注浆的开始。在此基础上, 法国的朗

格于 1934 年对尤斯登法加以改进。他将一种金属盐预先加入到水玻璃中, 由于这两种浆液的反应需要一段时间, 所以可将这两种浆液混合后, 在凝胶之前采用单系统方式注入。其渗透能力和扩散半径远较尤斯登法为大。

由于水玻璃材料来源丰富、价格便宜, 并且大量用于注浆技术中, 因而水玻璃化学注浆法得到了不断的改进与完善, 直到现在还广泛地用于矿井、隧道、大坝、桥墩等的注浆工程之中。在所有化学注浆材料中, 水玻璃浆液用量是最大的。1970 年, 日本化学注浆材料的使用状况见表 7-3。

表 7-3 1970 年日本化学注浆材料使用状况

| 浆液名称 | 浆液用量/ m^3 | 百分比/% |
|-------|--------------------|-------|
| 水玻璃类 | 200000 | 56.2 |
| 脲醛类 | 80000 | 22.5 |
| 丙烯酰胺类 | 60000 | 17 |
| 铬木素类 | 10000 | 2.8 |
| 聚酯类 | 5000 | 1.5 |
| 合计 | 355000 | 100 |

到 20 世纪 50 年代, 美国就开始进行高分子化学注浆材料的研究, 其中值得提出的是 AM-9。它是美国氰氨公司发明的一种化学注浆材料, 是以丙烯酰胺为主剂的水溶液, 在引发系统的作用下, 发生聚合反应, 反应前有一诱导期, 反应过程是瞬间完成的。改变引发剂的用量可以改变诱导期的长短, 即能够调节和控制其凝胶时间。它采用双液单系统方式注入, 即主剂为一液, 引发体系为另一液, 用两台泵分别注两种浆, 这两种浆液在进入地层前经过混合后, 变成单系统进入地层。AM-9 的出现, 推动了化学注浆法的发展。一方面, 使注浆法由原来的单液系统注浆发展为双液系统的注浆; 另一方面, 也促进了各国对高分子化学注浆材料进行更广泛的研究。许多新型的、改性的化学注浆材料如尿素醛树脂、酚醛树脂、环氧树脂、糠醛树脂、不饱和聚酯树脂、铬木素等相继出现了。

日本是化学注浆材料发展比较晚的国家, 为了解决地基加固和涌水的问题, 它一方面从国外引进, 另一方面研究新材料, 其中较有成效的就是竹中工务店的“塔克斯”(TACSS)。它是 1967 年用于生产的非水溶性浆液。用单液系统方式注入, 把地下水做为一种反应剂, 能够控制凝胶时间, 不会被地下水稀释而冲走, 能够得到良好的注浆效果。“塔克斯”的出现, 在注浆技术上又是一大发展。在我国, 1965 年以前, 基本都是采用单液水泥注浆法, 效果不够理想, 使用范围受到限制。随着社会主义建设事业的迅速发展, 各种大型工程不断兴建, 有许多水害问题用一般的水泥注浆方法是难以解决的。所以, 从 1964 年开始在室内着手研究化学浆液, 成功地研制出 MC-646 新型化学浆液, 并完成工业性试验, 为我国化学注浆技术填补了空白。同时又结合我国的具体情况, 在双液注浆系统的启发下, 于 1967 年研制成功水泥-水玻璃双液注浆法。这种浆液既有水泥浆的优点, 又具备化学浆的可贵性能, 凝固时间可以从几秒到几十分钟准确控制, 使水泥注浆法又向前发展了一大步。

1973 年初, 在室内研究出了 PM 型的化学注浆材料, 它的性能类似于“塔克斯”。同

年5月进行了工业性试验,取得了一定的成效。

到目前为止,我国研究化学注浆,时间虽短,国外常用的化学注浆材料,我国基本上都有,而水泥—水玻璃双液注浆法,是我国独立自主、自力更生创造出来的一种新的注浆技术。它已在地下工程注浆中得到广泛的应用。

1) 注浆材料及其特点

(1) 注浆材料。以改良地基和岩体为目的,在地基或者岩石中注入的材料称为注浆材料。此外,在建筑物和地基的接口,如巷道和隧道及井筒的壁后充填堵水等使用的材料也被称为注浆材料。

注浆材料是注浆技术中的重要组成部分,注浆之所以能够对被注体起到堵水和加固的作用,主要是由于注浆材料在注浆进程中经过一段可人工控制的时间,发生由液相到固相再到结石体充填被注体裂隙并将松散块体联结成整体的结果。因此,广义上讲,凡是一种液体在一定条件下可以变成固体的物质,一般讲都可以充当注浆材料。注浆材料的配制和作用一般包括原材料、浆液和结石体3个阶段,原材料包括一种或几种主剂和助剂(可能没有,也可能一种或几种),助剂根据其在浆液中的作用,分为固化剂、催化剂、速凝剂及悬浮剂等;在原材料中加入水或其他溶剂就可以配制浆液,浆液经过一定的化学反应或物理反应之后所形成的固体就叫结石体,结石体用于充填、堵塞地层中的裂隙或孔隙,起到堵水和加固的作用。

(2) 对注浆材料的一般要求。注浆材料品种繁多,性能各异,但作为注浆材料,应有一些共同的特征,满足一些特定的要求。一种理想的注浆材料,应满足以下要求:

- ①浆液粘度低,流动性好,可注性好,能够进入细小缝隙和粉细砂层;
- ②浆液凝固时间可以在需要时间内任意调节,并能人为地加以准确控制;
- ③浆液的稳定性好,常温、常压下存放一定时间不改变其基本性质,不发生强烈的化学反应;
- ④浆液无毒、无嗅,不污染环境,对人体无害,属非易燃、易爆物品;
- ⑤浆液对注浆设备、管路、混凝土建筑物及橡胶制品无腐蚀性,并且容易清洗;
- ⑥浆液固化时,无收缩现象,固化后有一定的黏结性,能牢固地与岩石、混凝土及砂子黏结;
- ⑦浆液结石率高,结石体有一定的抗压强度和抗拉强度,不龟裂,抗渗性好;
- ⑧结石体应具有良好的耐老化特性和耐久性,能长期耐酸、碱、盐、生物菌等的腐蚀,并且其温度、湿度特性与被注体相协调。

2) 注浆材料的分类

为了系统地研究注浆材料,有必要对这些材料进行合理的分类。其分类的方法很多,有的根据注浆目的,是加固地层还是堵漏;有的分类法根据注浆对象,是基岩裂隙还是松软地层;有的根据注浆材料的种类;有的则根据浆液在凝固过程中所发生的化学反应的类别等。世界各国都有不同,即使在同一个国家,不同的部门,对注浆材料的分类也有所不同。现按注浆材料主剂性质分,可分为无机系列和有机系列两大类(图7-10)。

五、矿井水灾事故的特点

矿井水灾事故具有以下特点:



图 7-10 注浆材料按浆液主剂性质的分类

(1) 矿井透水事故会给安全生产造成严重威胁，甚至还会使矿毁人亡，造成极其惨痛的后果。例如，1935 年在德国帝国主义侵占下的我国洪山煤矿发生透水事故，536 名矿工丧生；

(2) 矿井水灾事故，除了造成设备损坏、巷道冲刷浸泡塌垮、人员伤亡外，还可诱发其他事故。在发生老空区透水事故时，由于老空区积水的坑木腐烂、硫化铁氧化水解，常积存有大量的 SO_2 、 H_2S 及 CO_2 等有毒害气体，一旦透水事故发生，这些有毒气体就会随涌出水流到处蔓延，造成人员因 SO_2 或 H_2S 等中毒事故；

(3) 由于涌出的水流能通过裂隙通道，所以一处或一个矿发生透水事故，也会波及到其他巷道或矿井。例如 1984 年 3 月 20 日开滦范各庄煤矿，由于陷落柱连通了煤层底板的奥陶纪石灰岩水，当该矿在 2171 综采工作面的回风巷，沿 7 号煤层打预湿煤体的注水孔时，穿透了陷落柱，于 6 月 2 日发生透水事故。该矿与吕家坨矿相邻，由于井田边界隔离煤柱实际尺寸太小（原设计为 40m，实际仅为 7m），所以在范各庄矿并被淹后，吕家坨矿于 6 月 6 日也发生了透水事故。吕家坨矿采用水力采煤，开采边界难以控制，有的地方采掉了边界煤柱，有的地方裂隙带已将两矿连通；而当吕家坨矿被淹后，与其毗邻的林西矿于 6 月 24 日也发现漏水，并威胁着赵各庄和唐家庄两矿的安全。由于林、赵、唐三矿开采历史上的原因，它们之间实际上并不存在井田边界隔离煤柱。为了治理这次透水事故耗资 6.92 亿元。

六、处理矿井水灾事故的基本原则

处理矿井水灾事故时，一般应遵循下列原则：

(1) 矿井发生水灾事故后，首先必须了解透水的地点、性质，估计透出水量、静止水位、补给水源以及对透水地点有联系的地面水体。

(2) 掌握灾区范围、事故前井下人员分布情况、事故后人员可能躲避的地点、躲避地点条件以及可能进入躲避地点的通道。

(3) 组织灾区和受威胁区域的人员撤退，并在《水灾预防处理计划》中规定人员的撤退路线。

(4) 按《水灾预防处理计划》的规定，确定关闭水闸门的顺序，并指派负责人。

(5) 按估计的透水量和现有排水设备的能力，实行强制排水，如排水设备能力不足

时,积极增设水泵和管路;与此同时,应组织力量堵塞地面可向井下补给水源的裂隙,排除有影响的地面水体和积水,必要时可打钻眼灌注浆液堵水。

(6) 如果下水平的人员确已撤出,透水水平的车场水泵硐室有被淹的危险时,可将涌水导入下水平的巷道内;如果车场水泵硐室有被淹的危险,但下水平的人员仍未完全撤出时,则可采用关闭水闸门的措施或在巷道中的适当地点堆积沙袋组成临时水闸墙,保护水泵正常工作,然后再砌筑永久水闸墙。

(7) 在排除涌水或抢救人员时,应加强通风,指派专人检查瓦斯,如果积水面下降到接近硐室或车场水平时,要防止瓦斯和其他有毒害气体(CO_2 、 SO_2 、 H_2S 等)突然涌出。

(8) 当遇险人员被泥、水、砂堵截在难以接近的地点时,应采取掘小巷或打钻孔的措施,给遇险人员供给新鲜空气、饮料或食物;如果遇险人员所在地点低于外部水位时,可打封闭钻孔利用压气管供入压气,以免避难地点气压降低使水位上升,危及遇险人员安全。

(9) 在侦察、抢救人员、清理巷道的过程中,禁止由下往上进入透水点,防止巷道冒顶、泥沙冲下或二次透水。

(10) 在寻找遇险人员时,要细心观察,倾听遇险人员敲击岩壁或管道的声音。

(11) 救护队员在处理水灾事故时,不能麻痹大意,必须按进入灾区的有关规定带齐所需的装备,尤其是进入遇险人员躲避的地点时,未经检查不能确认无危险时,不得卸下呼吸器口具。

(12) 抢救和运送遇险人员时,必须注意下列问题:

① 在井下发现遇险人员时,禁止使用矿灯光束直射遇险人员的眼睛,以免造成失明;

② 找到遇险人员后,不可立即抬运出井要注意保护体温,先抬到安全地点由医生进行检查并给以必要的治疗,等适应环境和情绪稳定后,再逐渐地分阶段地运出井外治疗;

③ 在运送遇险人员时,要稳抬轻放,保持平衡,以免震动;通过淤泥巷道时,要铺设木板,以免陷入淤泥中;

④ 在井上治疗初期,谢绝亲友探视,以免情绪过度兴奋影响健康或造成死亡;

⑤ 给遇险人员要供给高营养、高蛋白的稀软食品,采用少量多食的方法,逐步恢复肠胃功能,然后才能恢复正常饮食;

⑥ 救护队员到达遇险人员躲避地点后,经检查确认无火源时,才可打开氧气瓶施放氧气,提高空气中的氧气浓度;禁止未佩戴呼吸器的救护人员到遇险人员躲避的地点去,以防止他们消耗氧气而影响遇险人员的安全。

七、被淹井巷的恢复

排除积水的方法有:

(1) 直接排干法,就是增加排水能力,直接将所透出的全部积水(包括静储量和动储量)排干。此法适用于水量不大、补给水源有限的情况下。

(2) 先堵后排,当涌水的动储量特别大,补给丰富,用强力排水不可能排干时,必须先堵住涌水通道,截住补给水源,然后再排水。

在整个排水恢复期间,需采取下列安全措施:

(1) 保持通风良好, 经常检查气体含量。因为随着水位的下降, 积存在被淹井巷中的有害气体 CO_2 、 H_2S 、 CH_4 等可能突然大量泄出。因此, 应事先准备好局部通风机, 随着排水工作的进行, 逐段排除有害气体。当井筒中 CH_4 含量达 0.75% 时, 即应停止向井筒供电, 并加强通风排除。对井下气体还应定期取样分析; 通常每班取样 1 次; 当水位接近井底、有可能泄出气体时, 要每两小时取样 1 次, 这时排水看泵应由矿山救护队员担任。

(2) 严禁在井筒内或井口附近使用明火或其他火源, 防止井下瓦斯突然大量涌出时引起瓦斯爆炸。

(3) 在井筒内安装排水管或进行其他工作的人员都必须佩戴安全带和自救器。

(4) 在修复井巷时, 应特别注意防止发生冒顶与坠井事故。

复 习 思 考 题

1. 矿井充水的自然因素和人为因素包括哪些?
2. 造成井下水灾的原因有哪些?
3. 透水时有哪些预兆?
4. 矿井水灾被困遇险人员的生存条件如何确定?
5. 矿井水灾类型有哪些?
6. 试阐述我国煤矿防治水的现状及防治水灾的方法。
7. 地表水的防治方法有几种?
8. 矿井水的防治方法有哪些?
9. 试阐述堵水的材料和机具。
10. 矿井水灾事故处理的原则是什么?
11. 如何恢复被淹井巷?

第八章 煤矿矿井顶板事故防治

第一节 矿山压力及其控制

一、矿山压力概念

煤层在未采动前,原始岩体内部应力处于平衡状态,在开掘巷道或进行回采工作时,就会破坏原始的应力平衡状态,引起岩体内部的应力进行重新分布。在应力重新分布的过程中,会造成围岩的变形、移动和破坏,这种情况延续到岩体内部重新形成一个与原来不同的应力平衡状态为止。这种由于矿山开采活动的影响,在巷道及回采工作面周围岩体中形成的和作用在巷道及工作面支护物上的力我们称为矿山压力,简称矿压。

在矿山压力作用下,会引起各种力学现象,如岩体的变形、破坏、塌落,支护物的变形、破坏、折损,以及在岩体中产生的动力现象。这些由于矿山压力作用使巷道及回采工作面周围岩体和支护物产生的种种力学现象,统称为矿山压力显现。

在大多数情况下,矿压显现会对采矿工程造成不同程度的影响。例如,从工作面的落煤工序来讲,希望煤壁被矿山压力压酥;从工作面支护空间的支护工序来讲,又不希望顶板受压下沉和垮落;从采空区处理来讲,希望采空区顶板在矿压的作用下,能随着支护的撤出而尽快垮落,以减小工作面的顶板压力;借助采空区上覆岩层压力压实已冒落的矸石形成再生顶板。为使矿压显现不致影响采矿工作正常进行和保障安全生产,必须采取各种技术措施把矿山压力显现控制在一定范围内。对于有利于采矿生产的矿山压力显现,也应当合理地利用。所有减轻、调节、改变和利用矿山压力作用的各种方法,均叫做矿山压力控制。

二、煤层顶板分类

在缓倾斜、倾斜煤层中,回采工作空间主要以控制顶板为主(除个别有底板隆起的以外)。为了分析矿压规律,指导工作面顶板管理,选择支架和采空区处理方式,需对顶板进行分类。

(一) 按相对于煤层的位置及垮落的难易程度分

1. 伪顶

它直接位于煤层之上。是一层极易垮落的薄岩层,常随采随落,多由炭质页岩或泥质页岩组成,厚度一般在0.3~0.5m以下。

2. 直接顶

它直接位于伪顶或煤层(无伪顶时)之上,常由一层或数层页岩、砂质页岩组成,厚度由几米至十余米,不很坚硬,是工作面支架支护的主要对象,一般在回柱或移架后

很快垮落。

3. 基本顶 (又称老顶)

它是位于直接顶或煤层 (因为有些煤层无伪顶或无直接顶) 之上, 是由砂岩、石灰岩或砾岩等组成的厚而坚硬的岩层。一般情况下, 基本顶能在采空区上方维持很大的悬露面积, 不随直接顶一起垮落。

(二) 按顶板的坚硬程度、稳定程度及对工作面矿压影响程度分

根据顶板的坚硬程度、稳定程度以及对工作面矿山压力的影响程度可将直接顶分四类, 基本顶分四级, 见表 8-1。

表 8-1 直接顶和基本顶类别划分表

| 类别 指标 | | I | II | III | IV | 附 注 |
|----------|----------------------|-----------------------|---|---|---------------------------------|---|
| | | 不稳定顶板 | 中等稳定顶板 | 稳定顶板 | 坚硬顶板 | |
| 直接顶 | 主要指标 D 参考指标 L | ≤ 30 ≤ 8 | 31 ~ 70 9 ~ 18 | 71 ~ 120 19 ~ 25 | > 120 > 25 | D —直接顶强度指标 $D = \delta \cdot C_1 \cdot C_2$ 式中 δ —岩石单向抗压强度; C_1 —节理裂隙影响系数; C_2 —分层厚度影响系统。 L —顶板初次垮落步距 $N = \frac{\text{直接顶厚度}}{\text{采高}}$ |
| 基本顶 | 基本顶来压 显现指标 N | 不明显 $N > 2 \sim 5$ | 明显 $0.3 > N$ $\leq 3 \sim 5$ $L = 25 \sim 50$ | 强烈 $0.3 < N \leq 3 \sim 5$ $L > 50$ $N \leq 0.3$ $L = 25 \sim 50$ | 极强烈 $N \leq 0.3$ $L > 50$ | |

在实际生产中, 基本顶除上述 4 种级别外, 还有呈塑性弯曲下沉的顶板。它的特点是煤层直接顶虽具有一定厚度的坚硬岩层 (如石灰岩、砂岩), 但由于节理裂隙发育, 特别是平行于工作面而又垂直于层理的节理发育, 因而岩块在移动过程中常能互相牵制而形成“砌体梁”式的平衡。由于“砌体梁”的作用, 使基本顶来压比较稳定 (工作面顶板压力不出现升高和降低的现象)。但“砌体梁”式平衡限于一定的高差 (高差过大时, “砌体梁”分解或根本不能形成), 所以在薄煤层开采中比较多见。

三、采空区上方岩层移动

地下采煤过程中, 随着原有煤层煤炭的采出, 采空区上方的顶板岩石必然垮落, 并膨胀、堆积和充填采空区, 对上方岩层起到一定的支撑作用, 但由于充填的饱满、密实程度与原有煤层相比有明显的不足, 这时采空区上方的岩层一般都将发生移动。随着采空区面积的扩大, 岩层移动的范围也相应地增大。当采空区面积达到一定范围时, 岩层移动就会波及到地表, 从而引起地表下沉, 形成地表移动盆地, 危害其上的建筑物。一般而言, 采空区上方顶板岩层的移动对工作面矿山压力显现的影响更直接。

根据国内对开采后覆岩被破坏特征的钻孔观测, 得到了如图 8-1 所示的不同类型覆岩开采后的破坏图形。

图 8-2 为根据岩层内部移动观察资料推测的岩层内部破坏图形, 由图可知, 采空后的上覆岩层虽然被断为岩块, 但在一定区域内仍然能够整齐排列, 在岩层移动过程中互相牵制, 从而形成相互的力学作用。

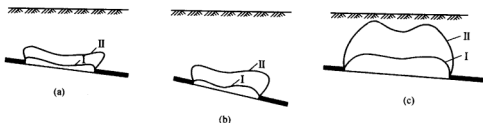


图 8-1 实际测得的不同类型覆岩开采后的破坏情况

I—冒落带；II—裂隙带

a—覆岩为软岩层；b—覆岩为中硬岩层；c—覆岩为坚硬岩层

根据岩层破碎的程度，采煤工作面上覆岩层可分为冒落带和裂隙带。在冒落带中，破碎后的岩块呈不规则垮落，排列也极不整齐，松散系数比较大，一般为 1.30~1.50 但经重新压实后，碎胀系数可降到 1.03 左右。此区域与所开采的煤层相毗连，很多情况是由于直接顶岩层冒落后形成。

裂隙带是指岩层破碎后，岩块仍然排列整齐的区域。它位于冒落带之上。由于其排列比较整齐，因此碎胀系数比较小。

为了研究上覆岩层，尤其是在煤层开采后裂隙带岩层的运动规律，我国也进行了许多深孔基点观测，所测结果与上述大同小异。根据顶板位移变化情况，可对采空区上覆岩层进行分区，可将裂隙带岩层中相当于 A 区的部分称为煤壁支撑影响区，B 区称为离层区，C 区称为重新压实区。这样可将上覆岩层沿工作面推进方向划分为 3 个区，如图 8-3 所示。

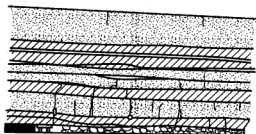


图 8-2 岩层内部破坏推测图

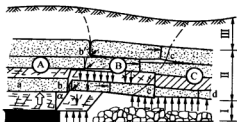


图 8-3 采煤工作面上覆岩层分区与分带

A—煤壁支撑影响区 (ab)；B—离

层区 (b'c)；C—重新压实区 (cd)；

I—冒落带；II—裂隙带；III—弯曲下沉带；α—支撑影响角

四、回采工作面矿压显现规律

(一) 支承压力区和卸压区的形成

在煤体未采动前，煤体上所受的原始应力为 γH （即单位面积上所受岩体的质量）。

这里, γ 是上覆岩层平均密度, H 为距地表的垂高。煤体中开掘巷道 (如开切眼) 后, 原始应力状态受到破坏, 应力重新分布, 如图 8-4 所示。开切眼上方岩体质量 Q 由两侧煤体平均分担。由此, 在两侧煤体中产生了应力集中现象, 这种集中应力称为支承压力。一般将巷道两侧改变后的应力增高部分称为支承压力。显然, 支承压力是矿山压力的重要组成部分。通过计算及实践认为, 支承压力为原始应力的 2~3 倍。

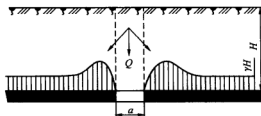


图 8-4 煤体中开掘巷道后应力重新分布示意图

为进一步了解支承压力的性质, 将回采工作面前方或巷道两侧的应力分布按大小进行分区。根据应力的大小, 可分为减压区和增压区。比原岩应力小的压力区是减压区, 比原岩应力大的压力区是增压区。增压区即是通常说的支承压力区。支承压力区的边界一般可以取大于原岩应力的 5% 处作为分界处。再向内部发展即处于稳压状态的原岩应力区。

回采工作面从开切眼开始采煤后, 随着工作面的推进, 在工作面前方的煤体中同样产生支承压力带。其范围由工作面前方 2~3m 起直至 10~45m, 如图 8-5 所示。在工作面的后方, 当顶板垮落的岩石或充填体压实到相当程度后, 也产生了支承压力带。前后两个支承压力带随回采工作面的推进而移动, 因此又称之为回采工作面的移动支承压力。

由于支承压力作用在工作面前方煤体, 将使煤壁附近的煤“压酥”, 这种现象有利于落煤工作; 但也增加了煤壁片帮的机会, 影响安全, 所以应加以注意并采取相应的措施。由图 8-5 可以看出, 回采工作面空间显然处于应力降低区, 但其上方的顶板在自重及上覆岩层的作用下, 也会发生弯曲下沉。一般用顶板下沉量和下沉速度 (单位时间内顶板下沉量) 来表示。它们是选择工作面支护型式和安排回采工序的主要参数。

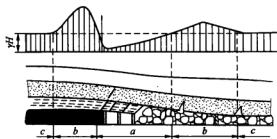


图 8-5 回采工作面应力分布示意图

a—应力降低区; b—应力升高区或支承压力区; c—原始应力区

(二) 基本顶初次来压

当直接顶厚度与工作面采高之比 N 值较小时 (表 8-1), 直接顶垮落后不能充满采空区支撑基本顶 (岩石具有碎胀性)。那么, 随着工作面的不断推进, 基本顶暴露跨度 (基本顶像“双支撑梁”一样支撑在两侧煤体上的距离) 不断增加, 基本顶开始变形。当达到极限跨度时, 其自重及上覆岩层的质量超过它本身的强度极限, 基本顶 (双支撑梁段) 发生断裂和大面积的垮落, 称为基本顶初次垮落, 如图 8-6 所示。基本顶初次垮落时给工作面造成的压力增大现象, 称为基本顶初次来压。基本顶初次垮落时, 开切眼煤壁至工作面煤壁的距离, 称为基本顶初次垮落步距 (图 8-6 中 L)。基本顶初次垮落步距与其岩石性质及距地表垂深有关, 一般在 20~50m。

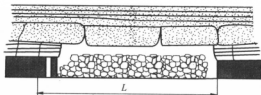


图 8-6 基本顶初次垮落

L —初次来压步距

基本顶初次来压的主要表现形式是：来压前工作面顶板压力并不显著，而煤壁内支承压力增大（煤壁片帮）；来压一般比较突然，破坏和影响范围广；来压时顶板下沉速度急增等。

初次来压一般要持续 2~3 天，这期间易发生事故。因此在生产上要严加注意，一般采用加强支护。

(三) 基本顶周期来压

基本顶初次垮落以后，回采工作面压力就降低了。但随着工作面的继续推进，基本顶的暴露面积又逐渐增大，当基本顶的暴露跨度达到一定长度时（此时基本顶呈悬臂梁状），在基本顶自重及上覆岩体弯曲下沉的作用下，又将发生基本顶的折断和垮落。随着工作面的推进，基本顶的这种垮落现象周而复始地出现，称为基本顶周期垮落，如图 8-7 所示。周期垮落时给工作面造成压力增大的现象，称为基本顶周期来压。每次周期来压的间隔距离称为基本顶周期来压步距，基本顶周期来压步距一般为 10~20m。

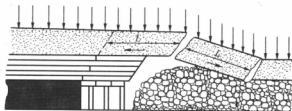


图 8-7 基本顶的周期垮落

L —周期来压步距

基本顶周期来压的主要表现形式是：顶板下沉速度急增；下沉量大；支护载荷增大；能引起煤壁片帮、支柱折损、顶板台阶下沉等。生产中应采取与初次来压相似的措施控制周期来压。

（四）影响矿压显现的主要因素

1. 采高与控顶距

在一定地质条件下，采高是影响上覆岩层破坏状况的重要因素之一。采高越大，控顶距越大，采出的空间越大，顶板下沉及工作面的矿压显现也越严重。

2. 工作面的推进速度

工作面推进速度较快，可在短期内降低顶板下沉量；长期稳定的推进速度，其顶板下沉速度与推进速度成正比，矿压显现较有规律。顶板悬臂梁较长，顶板下沉速度就快。

3. 开采深度

开采深度直接影响着原始应力大小，如果在松软岩层中开掘巷道，随着深度的增加，巷道围岩的挤、压、鼓等现象将更为严重。在坚硬顶板的条件下，开采深度对工作面的顶板压力大小影响不太突出，但总体规律是采深增加支承压力必然增加，从而导致煤壁片帮及底板鼓起的几率增加。

4. 煤层的倾角

实际观测证明，煤层倾角对回采工作面矿山压力显现的影响是很大的。随着煤层倾角增加，顶板下沉量将逐渐变小，因此在同样的生产技术条件下，采用沿倾斜向下推进的倾斜长壁工作面与沿走向推进的工作面相比，在上覆岩层中更容易形成铰接梁而对工作面顶板管理有利。

五、受采动影响巷道的围岩变形

（一）巷道围岩变形量的构成

巷道围岩变形量包括巷道顶板下沉量、底板鼓起量、巷帮移近量、深部围岩移近量以及巷道剩余断面面积等。巷道顶底板移近量是指巷道中心线高度减少值，两帮移近量是指巷道沿腰线水平的减少值，巷道围岩变形量主要由掘进引起的变形、回采引起的变形以及采掘影响趋向稳定后的围岩流变组成。由于开采深度、围岩力学性质和结构以及支护等巷道边界条件不同，巷道围岩变形量和变形速度有很大差异。

（二）巷道围岩变形规律

采区准备巷道从开掘到报废，要经历采动造成的围岩应力重新分布全过程，围岩变形会持续增长和变化。以受到相邻区段回采影响的工作面回风巷为例，围岩变形要经历五个阶段，如图8-8所示。

1. 巷道掘进影响阶段

煤体内掘进巷道，巷道围岩出现应力集中现象，在形成塑性区的过程中，围岩向巷道中间显著位移。随着巷道掘出时间的延长，围岩变形速度逐渐衰减，趋向缓和，巷道的围岩变形主要取决于巷道埋藏深度和围岩性质。

2. 掘进影响稳定阶段

掘进巷引起的围岩应力重新分布趋于稳定后，由于煤岩一般具有流变性，围岩变形还会随时间而缓慢增长。但其变形速度比掘进巷初期要小得多。巷道的围岩变形速度仍取决

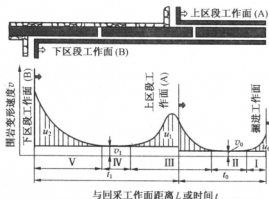


图 8-8 区段平巷围岩变形分区

I—掘巷影响区；II—掘巷影响稳定区；III—回采影响区；IV—回采影响稳定区；V—下区段采煤影响区

埋藏深度和围岩性质。

3. 采动影响阶段

巷道受上区段工作面的回采影响后，在回采引起的超前移动支承压力作用下，巷道围岩应力再次重新分布，塑性区显著扩大，围岩变形急剧增长。在工作面后方附近，由巷道上方和采空区一侧顶板弯曲下沉和显著运动，使得支承压力和巷道围岩变形速度都达到最大值。远离工作面后方，巷道围岩变形速度逐渐衰减。巷道围岩性质、护巷煤柱宽度或巷道支护方式、工作面顶板岩层结构对该时期围岩变形量影响很大。

4. 采动影响稳定阶段

回采引起的应力重新分布趋向稳定后，巷道围岩变形速度再次显著降低，但仍然高于掘进影响稳定阶段时变形速度，围岩变形量按流变规律不断缓慢增长。

5. 二次采动影响阶段

巷道受本区段回采工作面的回采影响时，由于上区段残余支承压力，本区段工作面超前支承压力相互叠加，巷道围岩应力急剧增高，引起围岩应力又一次重新分布，塑性区进一步扩大，应力的反复扰动使围岩变形比只受一次采动影响时更加强烈。

以上 5 个阶段并非每一回采巷道都同时存在，若为单巷掘进的巷道，则只有上述 1、2、3 影响阶段。

第二节 冒顶及其类型

冒顶是顶板事故，指在地下生产过程中，因为顶板意外冒落造成的人员伤亡、设备损害、生产中止等事故。在实行综采以前，顶板冒顶事故在煤矿事故中占有很高的比例，高达 75%。随着液压支架的使用及对顶板事故的研究和预防技术的深入和逐步完善，顶板事故所占的比例有所下降，但仍然是煤矿生产的主要灾害之一。2005 年顶板事故占事故总起数的 54.6%，顶板事故的伤亡人数仍高达 34.66%，一次事故平均死亡 1.14 人。

随着开采深度的增加，巷道断面的加大等，工作面与巷道的顶板事故的预防更加重要。

一、常用的顶板事故分类方法

(一) 按冒顶的范围分

1. 局部冒顶

局部冒顶是指范围不大,有时仅在3~5架范围内,伤亡人数不多(1~2人)的冒顶事故,常发生在靠近煤壁附近、采煤工作面两端以及放顶线附近。在实际生产中,局部冒顶事故的次数远多于大型冒顶事故,约占采煤工作面冒顶事故的70%,总的危害比较大。从回采工序与顶板事故发生的地点看,局部冒顶可分成:靠近煤壁附近的局部冒顶;采煤工作面两端的局部冒顶;放顶线附近的局部冒顶;地质破坏带附近的局部冒顶和巷道冒顶。

2. 大型冒顶

大型冒顶是指范围较大,伤亡人数较多(每次死亡3人以上)的冒顶。它包括基本顶来压时的压垮型冒顶、厚层坚硬顶板大面积冒顶、直接顶导致的压垮型冒顶、大面积漏垮型冒顶、复合顶板推垮型冒顶、金属网下推垮型冒顶、大块游离顶板旋转推垮型冒顶、采空区冒矸冲入采煤工作面的推垮型冒顶及冲击推垮型冒顶等。

(二) 按发生冒顶事故的力学原因分

1. 压垮型冒顶

压垮型冒顶是指因工作面支护强度不足和顶板来压引起支架大量压坏而造成的冒顶事故。

2. 漏垮型冒顶

漏垮型冒顶指的就是由于顶板破碎而造成的大面积漏垮型冒顶。

3. 推垮型冒顶

推垮型冒顶是指因水平推力作用使工作面支架大量倾斜而造成的冒顶事故。

二、采煤工作面大面积冒顶事故

(一) 基本顶来压时的压垮型冒顶

1. 发生压垮型冒顶事故的一般条件

(1) 直接顶比较薄,厚度小于煤层采高的2~3倍,直接顶冒落后不能充满采空区。

(2) 直接顶上面基本顶分层厚度小于5~6m,初次来压步距20~30m或更大一些。当采煤工作面中支柱的初撑力较低时,基本顶往往断裂在煤壁之内。实践表明,随基本顶及其支撑力条件不同,基本顶在煤壁内的断裂位置距煤壁由1~10m不等。当工作面推进到基本顶断裂线附近时,顶板可能出现台阶下沉,这时基本顶岩块的重量全部由采煤工作面支架承担。如果是垮落带的岩层,在初次来压后会在采空区以悬臂梁状态出现;如果是裂隙带的岩层,则会在回采过程中以砌体梁结构出现。

2. 基本顶来压时的压垮型冒顶事故的原因

(1) 垮落带基本顶岩块压坏采煤工作面支架导致冒顶(图8-9)。

(2) 垮落带基本顶岩块冲击压坏采煤工作面支架导致冒顶。由于采煤工作面支架初撑力不足,在基本顶岩块未明显运动之前,直接顶与基本顶已发生离层(图8-10a);当基本顶岩块向下运动时,采煤工作面支架要承受冲击载荷,支架容易被损坏,从而导致冒

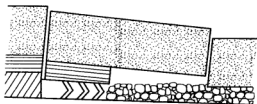


图 8-9 垮落带基本顶岩块压坏采煤工作面支架

顶 (图 8-10b)。

综采工作面如遇基本顶冲击来压, 可能将支架压死、压坏 (立柱油缸炸裂、平衡千斤顶拉坏等) 或压入底板, 发生顶板事故。

(二) 厚层坚硬顶板大面积切顶冒落

大面积切顶又称大面积冒顶, 也称大面积来压, 是指采空区内大面积暴露的坚硬顶板在短时间内突然塌落而造成的大型顶板事故。

如果煤层顶板是整体厚层硬岩 (如砂岩、砂砾岩、砾岩等, 其分层厚度大于 5m) 时, 会出现暴露几千平方米、几万平方米, 甚至十几万平方米时才冒落。这样大面积的顶板在极短时间内冒落下来, 不仅由于重量的作用会产生严重的冲击破坏力, 而且更严重的是会把采空区内的空气瞬时挤出, 形成巨大的暴风, 破坏力极强。

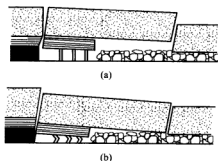


图 8-10 垮落带基本顶岩块冲出
压坏采煤工作面支架

a—离层; b—冲出压坏支架

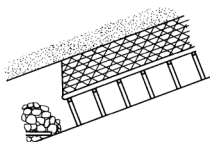


图 8-11 工作面漏垮型冒顶示意图

1. 大面积切顶冒落的机理

关于厚层坚硬顶板大面积切顶冒落的机理, 有两种解释: 一是顶板大面积暴露后, 因弯曲应力超过其强度, 导致顶板岩层断裂, 并大面积垮落; 二是顶板大面积暴露后, 采空区周边煤柱上方岩层内的剪应力超过其极限强度, 导致顶板岩层大面积冒落。

2. 大面积切顶冒落的主要预兆

(1) 顶板断裂声响的频率和音响增大。

- (2) 煤帮有明显受压与片帮现象。
- (3) 底板出现底鼓或沿煤柱附近的底板发生裂缝。
- (4) 巷道(上、下平巷)超前压力较明显。
- (5) 工作面中支柱载荷和顶板下沉速度明显增大。
- (6) 有时采空区顶板发生裂缝, 淋水加大, 向顶板中打的钻孔原先流清水后变为流白糊状的液体, 这是断裂岩块互相摩擦形成的岩粉与水的混合物。

(三) 大面积漏垮型冒顶

漏垮型冒顶的机理是由于煤层倾角较大, 直接顶又非常破碎, 采场支护系统中如果某个地点发生局部漏冒, 破碎顶板就有可能从这个地点开始沿工作面往上全部漏空, 造成支架失稳, 工作面发生漏垮型冒顶事故, 如图 8-11 所示。

(四) 复合顶板推垮型冒顶

复合顶板由下软上硬的岩层组成。下部软岩层可能是一个整层, 也可能是几个分层组成的分层组。这里的软岩层与硬岩层只是相对而言, 实际上是指采动后下部岩层或因岩石强度降低, 或因分层薄, 其挠度比上部岩层大, 向下弯曲得多, 而上、下部岩层间又没有多大的粘结力, 因此下部岩层与上部岩层形成离层。从外表看, 似乎下部岩层较软, 上部岩层较硬。

1. 典型复合顶板的特征

- (1) 煤层顶板由下软上硬的不同岩性的岩层组成。
- (2) 软、硬岩层间有煤线或薄层软弱岩层。
- (3) 下部软岩层的厚度通常为 0.5 ~ 3.0m

2. 复合顶板推垮型冒顶的机理

复合顶板推垮型冒顶的机理是由于支柱的初撑力小, 在顶板下位软岩层的自重作用下, 软岩层与支柱同时产生下缩或下沉, 而顶板上位硬岩层没有下沉或下沉较慢, 也就是软硬岩层下沉不同步, 快软、硬慢, 从而导致软岩层与其上部硬岩层离层(图 8-12)。

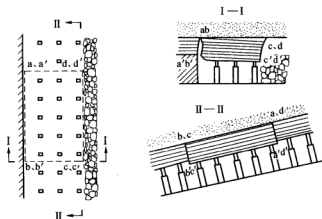


图 8-12 下位软岩层离层断裂

abcd、a'b'c'd'—下沉的软岩层范围

下位软岩断裂出现六面体有三方面的原因:

(1) 地质构造原因, 即下位软岩层中存在原生的断层、裂隙或尖灭构造;

(2) 巷道布置原因, 即在工作面开采范围内存在沿走向或沿倾向的旧巷和煤岩、下沉、断裂;

(3) 支柱初撑力低, 由于支柱初撑力低, 导致下位软岩层沿煤帮断裂。

(五) 金属网下推垮型冒顶

回采下分层时, 金属网假顶处于下列两种情况时, 可能发生推垮型冒顶。

(1) 当上、下分层开切眼垂直布置时, 在开切眼附近, 金属网上的碎矸石与上部断裂了的硬岩大块之间存在一个空隙。

(2) 当下分层开切眼内错布置时, 虽然金属网上的碎矸与上部断裂了的硬岩大块之间不存在空隙, 但是也没有胶结在一起。

金属网下推垮型冒顶的全过程分为两个阶段。第一是形成网兜阶段, 这是由工作面内某位置支护失效导致的 (图 8-13a)。这时如果周围支架的稳定性很好, 一般不会发展到第二阶段, 就是还不至于发生冒顶事故。第二是推垮工作面阶段, 如前所述, 在外切眼附近, 金属网上面碎矸之上有空隙, 或者由于支架初撑力小, 而使网上碎矸石与上部断裂了的硬岩大块离层, 这就造成网下单体支柱不稳定, 在网兜沿倾斜推力的作用下, 使网兜下方的支柱由迎山变成反山, 最终造成推垮型冒顶 (图 8-13b)。当然这两个阶段有可能间隔很短时间。

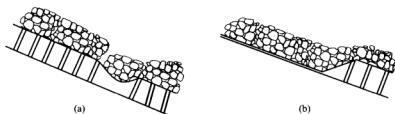


图 8-13 金属网下推垮型冒顶

a—形成网兜; b—推垮工作面

生产实践表明, 由于支柱初撑力低导致产生下沉量超过 150mm 的网兜时, 有可能引发网下推垮型冒顶。

除上述大面积冒顶类型外, 还有冲击推垮型冒顶 (图 8-14、图 8-15) 和采空区冒矸冲入工作面的推垮型冒顶 (图 8-16)。

三、采煤工作面局部冒顶事故

局部冒顶是指在采掘工作空间或井下其他工作地点局部范围内顶板岩石坠落造成的冒顶事故。

1. 工作面两端的局部冒顶

对于单体支柱工作面, 工作面两端包括机头、机尾附近以及与工作面相连的一段巷

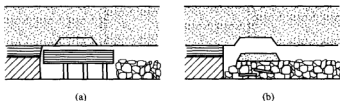


图 8-14 冲击推垮型冒顶之一

a—高层；b—下座推垮

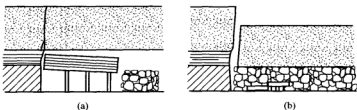


图 8-15 冲击推垮型冒顶之二

a—高层；b—下座推垮



图 8-16 大块冒矸冲入工作面的推垮型冒顶

道。在工作面两端机头、机尾处，暴露的空间大，支承压力集中。巷道提前掘进会引发巷道周边的变形和破坏较大。经常要进行机头机尾的移置工作，支架支护拆除、支设次数较多，破碎顶板可能进一步松动而冒落。随着采煤工作面的推进，要拆除原巷道支架的一个棚腿，换用抬棚支承棚梁，在这一拆一支之间，破碎顶板可能冒落。工作面两端的顶板管理已成为工作面安全生产的重点工作之一。

2. 靠煤壁附近的局部冒顶

在煤层的直接顶中，常常存在着多组相交裂隙，如图 8-17 所示。这些相交的裂隙容易将直接顶分割成游离岩块，极易发生脱落。在采煤机采煤或爆破落煤后，如果支护不及时，这类游离岩块可能突然冒落，造成局部冒顶事故。

煤壁附近局部冒顶的原因：

(1) 直接顶被密集裂隙切割，形成了游离岩块；

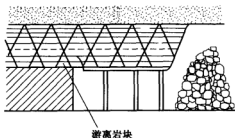


图 8-17 顶板中游离岩块

(2) 采高过大, 在基本顶来压期间, 煤壁片帮, 扩大了无支护空间;

(3) 放顶煤开采, 顶煤破碎。

3. 放顶线附近的局部冒顶

放顶线附近的局部冒顶主要发生在使用单体支柱的工作面。放顶线上支柱受力均匀, 当人工回拆压力大的支柱时, 往往支柱一放下顶板就冒落, 如果回柱工来不及退到安全地点, 就可能被砸着而出现顶板事故。

当顶板中存在被断层、裂隙、层理等切割形成的大块游离岩块时, 回柱后游离岩块就会旋转, 可能推倒采煤工作面支架, 导致局部冒顶 (图 8-18)。此外, 在金属网假顶下回柱放顶时, 由于网上有大块游离岩块, 也可能发生上述的因游离岩块旋转而推倒支架的局部冒顶事故。

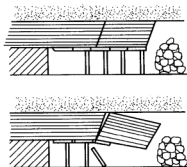


图 8-18 顶板中游离岩块旋转推倒支架

4. 地质破坏带附近的局部冒顶

地质破坏带及附近的顶板裂隙发育、破碎, 断层面间多充以粉状或泥状物, 断层面比较光滑, 使上、下盘之间的岩石几乎没有粘聚力, 尤其是断层面成为导水裂隙时, 更是彼此分离, 如果支护不好就会造成局部冒顶。

四、巷道冒顶事故

巷道冒顶事故是指巷道顶板的冒落事故。巷道冒顶死亡事故 80% 以上多发生在掘进工作面及巷道交叉点。预防巷道顶板事故, 关注事故多发地点是十分必要的。

当巷道围岩应力比较大, 围岩本身又比较软弱或破碎, 支架的支撑力和可缩量又不够时, 已被应力破裂的围岩或本来就是破碎的围岩, 在较大应力作用下, 可能损坏支架, 形成巷道冒顶。

因此, 要防治巷道顶板事故, 在开掘巷道时就应该避免把巷道布置在因采动引起的高应力区内, 或布置在很软弱破碎的岩层中。如果实在避不开软弱破碎岩层, 那么就要在支架的支撑力与可缩量上找办法, 使其能和围岩状况相适应。对于在破碎岩层中开掘的巷道, 支架间还要用背板背严; 随着对支承力分布规律的认识和支架性能的改善, 近年来巷道顶板事故发生的比较少。

1. 掘进工作面的冒顶事故

(1) 掘进破岩后, 顶部存在将与岩体失去联系的岩块, 如果支护不及时, 该岩块可能与岩体完全失去联系而冒落。比如在断层、褶曲等地质构造破坏带掘进巷道时顶部浮石的冒落, 在层理裂隙发育的岩层中掘进巷道时顶板抽条冒落等, 都属于这类型的冒顶。

(2) 掘进工作面附近已支护部分的顶部存在与岩体完全失去联系的岩块, 一旦支护失效, 就会冒落造成事故。如因爆破不慎崩倒附近支架而导致的冒顶, 因接顶不严密而导致岩块砸坏支架的冒顶等属于这类型的冒顶。

此外, 第一类型冒顶也可能同时引起第二类型冒顶, 例如掘进头无支护部分片帮冒顶推倒附近棚子导致更大范围的冒顶等。

2. 支架支护巷道的冒顶事故

支架支护巷道的冒顶可分为压垮型、漏垮型和推垮型3类。

(1) 压垮型冒顶是因巷道顶板或围岩施加给支架的压力过大,压垮了支架,从而导致巷道顶部已破碎的岩块冒落。

(2) 漏垮型冒顶是因未及时支护或支护失效(非压坏)巷道顶部存在游离岩块,这些岩块在重力作用下冒落,造成事故的发生。

(3) 推垮型冒顶是因巷道顶板破碎岩石,在其运动过程中存在平行巷道轴线的分力,如果这部分巷道支架的稳定性不够,可能被推倒而发生冒顶。

3. 锚杆支护巷道的冒顶

锚杆支护巷道冒顶事故的发生除地质因素外,主要是锚杆支护系统的锚固力不足引起的。巷道成巷后,在原岩应力和次生应力(包括回采等引起的各种支承压力)的作用下,巷道围岩产生变形。如果岩石不能自稳,且锚杆支护系统的锚固力不足,这种变形就得不到有效的控制,会不断发展,最终导致围岩冒落和冒顶。锚杆间排距过大、锚杆支护材料选择不当、锚杆支护系统的匹配不合理、施工质量差等都会产生这一后果。

4. 巷道交叉处的冒顶事故

巷道交叉处冒顶事故往往发生在巷道开岔的时候,因为开叉口需要架设抬棚替换原巷道棚子的棚腿,如果开岔处巷道顶部存在与岩体失去联系的岩块,并且围岩正向巷道挤压,而新架设抬棚或强度不够,或稳定性不够,就可能造成冒顶事故。当巷道围岩强度不是很大时,顶部存在与岩体失去联系的岩块以及围岩向巷道挤压就在所难免,如果开叉处正好是掘巷时的冒顶处,则情况更为严重。

新架设抬棚的稳定性与两方面因素有关:第一,抬棚架设一段时间后才能稳定,过早拆除原巷道棚腿容易造成抬棚不稳;第二,开口处围岩尖角如果被压碎,抬棚腿失去依靠也会失稳。至于抬棚的强度,主要是与选用的支护材料及其强度有关。

第三节 防止冒顶的主要措施

一、采煤工作面大面积冒顶事故预防措施

1. 预防基本顶来压时的压垮型冒顶事故的措施

(1) 采煤工作面支架的支撑力应能平衡垮落带直接顶及基本顶岩层的重量。

(2) 采煤工作面支架的初撑力应能保证直接顶与基本顶之间不离层。

(3) 采煤工作面支架的可缩量应能满足裂隙带基本顶下沉的要求。

(4) 普采工作面遇到平行工作面的断层时,在断层范围内要及时加强工作面支护(最好用木垛),不得采用正常办法回柱。

(5) 在过断层时,普采工作面要扩大控顶距,并用木支柱替换金属支柱,待断层进到采空区后再回柱。

(6) 工作面支护是液压式自移支架,若支架的工作阻力有较大的富余,则工作面可以正常推进;若支架的工作阻力没有太大的富余,则应考虑使工作面与断层斜交或应用采空区挑顶的措施过断层。

2. 大面积切顶冒落的预测、预报和预防

大面积切顶冒落可以用微震仪、地音仪和超声波地层应力仪等进行预测,因为厚层坚硬岩层的冒落过程,长的在冒顶前几十天就出现声响和其他异常现象,短的在冒顶前几天,甚至几小时也会出现预兆,因此根据仪器测量的结果,再结合历次冒顶预兆的特征,可以对大面积切顶冒落进行较准确的预报,避免造成灾害。

防止和减弱大面积切顶冒落危害的原则是:改变岩体的物理力学性质,减小顶板暴露及冒落面积,减小顶板冒落高度,降低空气排放速度。具体做法有下列两种。

(1) 顶板高压注水。从工作面平巷向顶板打深孔眼,进行高压注水,注水泵最大压力达 15MPa。顶板注水可起弱化顶板和扩大岩层中的裂隙及弱面的作用。其主要机理是:注水后能溶解顶板岩石中的胶结物和部分矿物,削弱层间粘结力;高压水可以形成水楔,扩大和增加岩石中的裂隙与弱面。因此,注水后岩石的强度将显著降低。

(2) 强制放顶。所谓强制放顶,就是用爆破的方法人为地将顶板切断,使顶板冒落一定厚度并形成矸石垫层。切断顶板可以控制顶板冒落面积,减弱顶板冒落时产生的冲击力,形成矸石垫层则可以缓和顶板冒落时产生的冲击波及暴风。为了形成垫层,挑顶的高度可按需要形成垫层的厚度进行计算。据大同矿区的实践经验,采空区中矸石充满程度达到采高和挑顶厚度之和的 2/3,就可以避免过大的冲击载荷和防止形成暴风。

强制放顶主要有在工作面内向顶板放顶线处进行钻孔爆破、放顶;对于综采工作面,由于在工作面内无法设置钻顶板炮眼的设备,可分别在上下平巷内向顶板打深孔,在工作面未采到以前进行爆破,预先破坏顶板的完整性;对由于历史上已造成有大面积冒顶隐患的地区,目前又无法从井下采取措施时,可在采空区上方的地面打垂直钻孔,达到已采区顶板的适当位置,然后进行爆破,将暴露的大面积顶板崩落。

对厚层难冒顶板来说,不论是采取高压注水还是强制放顶,不论是在采空区处理还是超前工作面处理,所应处理的顶板厚度均应为采高的 2~3 倍(包括直接顶在内),其目的就是使处理下来的岩块基本上能填满采空区,从而保证安全生产。

3. 预防漏垮型冒顶的措施

(1) 选用合适的支柱,使工作面支护系统有足够的支撑力与可缩量。

(2) 顶帮必须背严背实。

(3) 严禁爆破、移溜等工序弄倒支架,防止出现局部冒顶。

4. 预防推垮型冒顶的措施

从形成推垮型冒顶的条件出发,基本上可以采用的预防措施有:

(1) 应用伪俯斜工作面并使垂直工作面方向的向下倾角达 $40^{\circ} \sim 60^{\circ}$ 。

(2) 掘进上下平巷时不破坏复合顶板。

(3) 工作面初采时不要反推。

(4) 控制采高,使软岩层冒落后能超过采高。

(5) 尽量避免上下平巷与工作面斜交。

(6) 灵活地应用钱柱钎棚,使它们迎着岩体可能推移的方向支设。

(7) 在开切眼附近控顶区内,系统地布置树脂锚杆。但是,在采用这个措施时应考虑采煤工作面中打锚杆钻孔的可能性和顶板硬岩层折断垮落时由于没有已垮落软岩层作垫层,来压是否会过于强烈等问题。

除上述措施外,在使用摩擦支柱和金属铰接顶梁的采煤工作面中,还有以下两条措施应该采用:

(1) 用拉钩式连接器把每排支柱从工作面上端至工作面下端连接起来,由于在走向上支架已由铰接顶梁连成一体,这就在采煤工作面中组成了一个稳定的可以阻止岩体下推的“整体支架”。

(2) 必须提高单体支柱的初撑力,使初撑力不仅能支撑住顶板下位软岩层,而且能把软岩层紧贴硬岩层,让其间的摩擦力足够阻止软岩层下滑,这样支柱本身也能稳定。

对综采工作面来说,为预防液压支架倒架,设计掩护式或支撑掩护式支架时,一般是在要求支架使用倾角范围内,通过支架重心的垂线不会落在底座与底板接触线以外,而且应该考虑顶板沿倾斜方向可能施加给支架的推力。因此,必须用支架的初撑力预防复合顶板下位软岩层推倒支架,即令支架初撑力不仅能平衡软岩层的重量,而且令软岩层与上位硬岩层间正压力所产生的摩擦力能够平衡软岩层向下的推力,满足这种要求的支架初撑力可以通过计算来获得。

5. 防止金属网下推垮型冒顶的措施

防止金属网下推垮型冒顶事故的主要措施是提高支柱初撑力及增加支架的稳定性,也可附加以下一些措施:

(1) 回采下分层时采用内错式布置开切眼,避免金属网上碎矸之上存有空隙。

(2) 提高支柱初撑力,增加支架稳定性,防止发生高度超过 150mm 的网兜。

(3) 用“整体支架”增加支护的稳定件,如金属支柱铰接顶梁加拉钩式连接器的整体支护、金属支柱铰接顶梁加倾斜木梁对接棚子的整体支护、金属支柱与十字铰接顶梁组成的整体支护。

(4) 采用伪俯斜工作面,增加抵抗下推的阻力。

(5) 初次放顶时要将金属网下放到底板。

二、采煤工作面局部冒顶的预防

(一) 工作面两端发生漏顶的预防

(1) 为预防工作面两端发生的漏顶,可在机头机尾处各应用四对一梁二柱的钢梁抬棚支护(即四对八梁支护),每对抬棚随机头机尾的推移前移。

(2) 在机头机尾处采用双楔铰接顶梁支护(一般铰接顶梁,加上楔子后,不能向下弯,但能向上弯,双楔该接顶梁则向下向上均不能弯)。

(3) 在工作面与巷道相连处,采用一对抬棚,迈步前移,托住原巷道支架的棚梁。

(4) 在工作面两端采用十字铰接顶梁支护系统以防漏冒。

(5) 在超前工作面 10m 以内,巷道支架应加双中心柱;超前工作面 10~20m,巷道支架应加单中心柱以预防冒顶。

(6) 综采时,如果工作面两端没有应用端头支架,则在工作面与巷道相连处,需用一对迈步抬棚,超前工作面 20m 内的巷道支架也应加中心柱加强。

(二) 靠煤壁附近的局部冒顶的预防

1. 单体支柱工作面煤壁附近局部冒顶的预防

(1) 采用能及时支护悬露顶板的支架,如正悬臂交错顶梁支架(图 8-19a)、正倒悬

臂错梁直线柱支架（图 8-19b）等，并使端面距不大于 200mm；提高支柱的初撑力，以使端面冒高不超过 200mm，另外在金属网下，还可以采用长钢梁对抬棚迈步支架。在架设支架前还必须敲帮问顶，以防岩块掉落伤人。

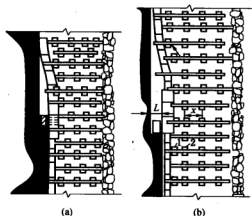


图 8-19 支架类型

a—正悬臂交错顶梁支架；b—正倒悬臂错梁直线柱支架

1—临时柱；2—正式柱；L—截深；s—推距

(2) 炮采时，炮眼布置及装药量应合理，尽量避免崩倒支架。

(3) 尽量使工作面与煤层的主要节理方向垂直或斜交，避免煤壁片帮。煤壁一旦片帮，应掏梁窝超前支护，防止冒顶。

2. 综采工作面煤壁附近局部冒顶事故的预防

综采工作面的局部冒顶，主要是发生在靠近煤壁附近的漏冒型冒顶。其预防措施为：

(1) 支架设计上，采用长侧护板，整体顶梁，内伸缩式前梁，增大支架向煤壁方向的水平推力，提高支架的初撑力。

(2) 工艺操作上，采煤机过后，及时伸出伸缩梁，及时擦顶带压移架，顶梁的俯视角不超过 70°。

(3) 当破碎顶板范围较大时（如过断层、破碎带等），则应对破碎直接顶注入树脂类粘结剂等使其固化，以防止冒顶。

(三) 放顶线附近局部冒顶的预防

(1) 加强地质及观察工作，记载大岩块的位置及尺寸。

(2) 在大岩块范围内用木垛等加强支护。

(3) 当大岩块沿工作面推进方向的长度超过一次放顶步距时，在大岩块的范围内要延长近顶距。

(4) 如果工作面用的是单体支柱，在大岩块范围内要用木支架替换金属支架。

(5) 待大岩块全部都处在放顶线以外的采空区时，再用绞车回木支架。

(四) 地质破坏带附近的局部冒顶的预防

单体支柱工作面如果遇到垂直于工作面或斜交于工作面的断层时,在顶板活动过程中,断层附近破碎岩块可能顺断层面下滑,从而推倒工作面支架,造成局部冒顶。

为预防这类顶板事故,应在断层两侧加设木垛来加强维护,并迎着岩块可能滑下的方向开设戗棚或戗柱。

对于有些综采工作面、普采工作面,回采过程中煤壁的前方顶板和煤层特别破碎,为保证正常割煤、不漏矸,可采用可切割锚杆锚固。当用锚杆锚固的效果不佳时,可采用注浆法将树脂类等浆液注入大量的煤岩裂隙中,进行预加固。

三、巷道局部冒顶的预防

1. 掘进头冒顶事故的防治措施

(1) 根据掘进工作面岩石性质,严格控制空顶距。当掘进工作面遇到断层、褶曲等地质构造破坏带或层理裂隙发育的岩层时,支架应紧靠掘进工作面端部。

(2) 严格执行敲帮问顶制度,危石必须挑下,无法挑下时应采取临时支撑措施,严禁空顶作业。

(3) 在地质破坏带或层理裂隙发育区掘进巷道时要缩小棚距;在掘进头附近应采用拉条等把支架连成一体防止支架被推倒,必要时还要打中柱以抗突然来压。

2. 支架巷道冒顶事故的预防措施

根据冒顶的原因,提出如下几条预防措施:

(1) 巷道应布置在稳定的岩体中,并尽量避免采动的影响。

(2) 巷道支架应有足够的支护强度以抗衡围岩压力。

(3) 巷道支架所能承受的变形量,应与巷道使用期间围岩可能的变形量相适应。

(4) 尽可能做到支架与围岩共同承载,支架选型时,尽可能采用有初撑力的支架,支架施工时要严格按工序质量要求进行,并特别注意顶与帮的背严背实问题,杜绝支架与围岩间的空顶与空帮现象。

(5) 凡因支护失效而空顶的地点,重新支护时应先护顶,再施工。

(6) 巷道替换支架时,必须先支新支架,再拆老支架。

(7) 在易发生推垮型冒顶的巷道中要提高巷道支架的稳定性,可以在巷道的支架之间用拉撑件连接固定,增加架棚的稳定性,以防推倒;倾斜巷道中支架被推倒的可能性更大,其支架间拉撑件的强度、密度要适当加大。

此外,在掘进工作面 10m 内、地质破坏带附近 10m 内、巷道交叉点附近 10m 内、已经冒顶处附近 10m 内,都是容易发生顶板事故的地点,巷道支护必须适当加强。

3. 防治巷道开岔处冒顶的措施

(1) 开岔口应避开原来巷道冒顶的范围。

(2) 必须在开口抬棚架设稳定后再拆除原巷道棚腿,不得过早拆除,切忌先拆棚腿后支抬棚。

(3) 注意选用抬棚材料的质量与规格,保证抬棚有足够的强度。

(4) 当开口处围岩尖角被压坏时,应及时采取加强抬棚稳定性的措施。

第四节 冲出地压的防治

煤矿开采过程中,在高应力状态下积聚有大量弹性能的煤或岩体,在一定的条件下突然发生破坏、冒落或抛出,使能量突然释放,呈现声响、震动以及气浪等明显的动力效应。这些现象统称为煤矿动压现象,简称为冲出地压。它具有突然爆发的特点,其效果有的如同大量炸药爆破,有的能形成强烈暴风,危害程度比一般矿山压力显现程度更为严重。在地下开采中易造成严重的自然灾害。

世界上几乎所有国家的煤矿都不同程度地受到冲击地压的威胁。1783年英国在世界上首先报道了煤矿中所发生的冲击地压现象。以后在前苏联、南非、德国、美国、加拿大、印度、英国等几十个国家和地区,冲击地压现象时有发生。

在我国,冲击地压最早发生于1933年抚顺胜利煤矿。随着开采深度的增加和开采范围的不断扩大,北京、抚顺、枣庄、开滦、大同、北票、南桐等矿区的许多矿井,都先后有冲击地压现象发生。随着开采深度的不断增加,冲击地压的危害将更加突出。但是,这种动压现象是可以防治的。

一、冲击地压发生的机理

煤矿动压现象主要有冲击地压、煤(岩)与瓦斯突出、大面积冒顶或基本顶突然来压、矿震四类。冲击地压又称岩爆,是指井巷或工作面周围岩体,由于弹性变形能的瞬时释放而产生突然剧烈破坏的动力现象,常伴有煤岩体抛出、巨响及气浪等现象,它具有很大的破坏性,是煤矿重大灾害之一。

1992年之前,我国有50余个煤矿发生过冲击地压。比较突出的有北京矿务局门头沟煤矿、抚顺矿务局龙凤煤矿、枣庄矿务局陶庄煤矿、大同矿务局忻州窑煤矿、四川省天池煤矿和新汶矿务局华丰煤矿等。

(一) 冲击地压的特点

通常情况下,冲击地压会直接将煤岩抛向巷道,引起岩体的强烈震动,产生强烈声响,造成岩体的破断和裂缝扩展。因此冲击地压具有如下明显的特征:

1. 突发性

冲击地压一般没有明显的宏观前兆而是突然发生,冲击过程短暂,持续时间几秒到几十秒,难以事先准确预测发生的时间、地点和强度。

2. 瞬时震动性

冲击矿压发生过程急剧而短暂,像爆炸一样伴有巨大的声响和强烈的震动,电机车等重型设备被移动,人员被弹起,震动波及范围可达几千米甚至几十千米,地面有地震感觉,但一般震动持续时间不超过几十秒。

3. 巨大破坏性

冲击地压发生时,顶板可能有瞬间明显下沉,但一般并不冒落;有时底板突然开裂鼓起甚至接顶;常有大量煤块甚至上百立方米的煤体突然破碎并从煤壁抛出,堵塞巷道,破坏支架;从后来看冲击地压常造成惨重的人员伤亡和巨大生产损失。

4. 复杂性

在自然地质条件下,除褐煤以外的各种煤种都记录到冲击现象,采深从200~1000m,地质构造从简单到复杂,煤层从薄层到特厚层,倾角从水平到急斜,顶板包括砂岩、灰岩、云母页岩等都发生过冲击地压。在生产技术条件上,不论是水采、炮采、机采或综采,全部垮落法或水力充填法等各种采煤工艺;不论是长壁、短壁、房柱式或煤柱支撑式,分层开采还是倒台阶开采等各种采煤方法都出现过冲击地压。

(二) 冲击地压分类

冲击地压可以按其显现强度、释放的能量等进行分类。

1. 根据冲击的显现强度分类

(1) 弹射。一些单个碎块从处于高压应力状态下的煤或岩体上射落,并伴有强烈声响,属于微冲击现象。

(2) 矿震。它是煤、岩内部的冲击矿压,即深部的煤或岩体发生破坏。煤、岩并不向已采空间抛出,只有片帮或塌落现象,但煤或岩体产生明显震动,伴有巨大声响,有时产生煤尘。软弱的矿震称为微震,也称为“煤炮”。

(3) 弱冲击。煤或岩石向已采空间抛出,但破坏性不是很大,对支架、机器和设备基本无损坏,围岩产生震动,一般震级在2.2级以下,伴有很大声响,产生煤尘,在瓦斯煤层中可能有大量瓦斯涌出。

(4) 强冲击。部分煤或岩石急剧破碎,大量向已采空间抛出,出现支架折损,设备移动及围岩震动,震级在2.3级以上,伴有巨大声响,产生大量煤尘和冲击波。

2. 根据震级强度和抛出的煤量分类

(1) 轻微冲击。抛出煤量在10t以下,震级在1级以下的冲击地压。

(2) 中等冲击。抛出煤量在10~50t,震级在1~2级的冲击地压。

(3) 强烈冲击。抛出煤量在50t以上,震级在2级以上的冲击地压。

一般地面波震级 $M_s=1$ 时,矿区附近居民可能有震感; $M_s=2$ 时,对井上下有不同程度的破坏; $M_s=2.5$ 时,地面建筑物将出现破坏现象。

根据国内外的分类方法,冲击地压可分为由采矿活动引起的采矿型冲击地压和由构造活动引起的构造型冲击地压。采矿型冲击地压可分为压力型、冲击型和冲击压力型。压力型冲击地压是由于巷道周围煤体中的压力由亚稳态增加至极限值,其聚集的能量突然释放。冲击型冲击地压是由于煤层顶底板厚岩层突然断裂或位移引发的,它与震动脉冲地点有关。在某种程度上,构造型冲击地压也可看做冲击型。冲击压力型冲击地压则介于上述两者之间,当煤层受较大压力时,来自围岩内不大的冲击脉冲作用下发生的冲击地压。

(三) 冲击地压和矿山震动对环境的影响

在采矿巷道工作面中发生震动和冲击地压,将会对井下巷道、井下工作人员和地面建筑物造成影响。

1. 对井下巷道的影响

冲击地压对井下巷道的影响主要是动力作用将煤岩抛向巷道,破坏巷道周围煤岩的结构及支护系统,使其失去功能。而一些小的冲击地压或者说岩体卸压,则对巷道的破坏不大,巷道壁局部破坏、剥落或巷道支架部分损坏。当矿山震动较小,或震中距巷道较远时,将不会对巷道产生任何损坏。

2. 对矿工的影响

发生冲击地压的区域如果有工人工作,则可能对其产生伤害,甚至造成死亡事故。波兰的分析结果表明,发生冲击地压后,人员受伤的主要部位是脑部,占91.65%;胸部的机械损坏,包括肋骨折断等,占60.41%;内部器官的损坏主要是肺、心、胃等,占18.75%;还有上下肢的折断。

3. 对地表建筑物的影响

矿山震动和冲击地压不仅对井下巷道造成破坏,伤害工作人员,而且对地表及地表建筑物造成损坏,甚至造成地震那样的灾难性后果。

(四) 冲出地压的成因和机理

对冲击地压成因和机理的分析主要从强度理论、能量理论、冲击倾向理论和失稳理论四个方面进行解释。

1. 强度理论

强度理论认为,冲击地压发生的条件是矿山压力大于煤体—围岩力学系统的综合强度。

其机理为:较坚硬的顶底板可将煤体夹紧,阻碍了深部煤体自身或煤体—围岩交界处的变形(图8-20)。由于平行于层面的摩擦阻力和侧向阻力阻碍了煤体沿层面的移动,使煤体更加压实,承受更高的压力,积蓄较多的弹性能。从极限平衡和弹性能释放的意义上看,夹紧起了闭锁作用。在煤体夹紧带内,压力高、并储存有相当高的弹性能,高压带和弹性能积聚区可位于煤壁附近。一旦高应力突然加大或系统阻力突然减小时,煤体可产生突然破坏和运动,抛向已采空间,形成冲击地压。

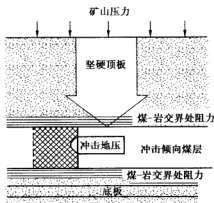


图8-20 冲击地压发生机理

2. 能量理论

能量理论认为,当矿体与围岩系统的力学平衡状态破坏后所释放的能量大于其破坏所消耗能量时,就会发生冲击地压。刚性理论也是一种能量理论,它认为发生冲击地压的条件是:矿山结构(煤体)的刚度大于矿山负荷系(围岩)的刚度,即系统内所储存的能量大于消耗于破坏和运动的能量时,将发生冲击地压。但这种理论并未得到充分证实,即在围岩刚度大于煤体刚度的条件下也发生了冲击地压。

3. 冲击倾向理论

冲击倾向理论认为,发生冲击地压的条件是煤体的冲击倾向度大于实验所确定的极限值。可利用一些试验或实测指标对发生冲击地压的可能程度进行估计或预测,这种指标的度量称为冲击倾向度。其条件是介质实际的冲击倾向度大于规定的极限值。这些指标主要有:弹性变形指数、有效冲击能指数、极限刚度比、破坏速度指数等。

上述三种理论提出了发生冲击地压的三个准则,即强度准则、能量准则和冲击倾向度准则。其中强度准则是煤体破坏准则,能量准则和冲击倾向度准则是突然破坏准则。三个准则同时成立,才是产生冲击地压的充分必要条件。

4. 失稳理论

近年来,我国一些学者认为:根据岩石全应力—应变曲线,在上凸硬化阶段,煤、岩抗变形(包括裂纹和裂缝)的能力是增大的,介质是稳定的。在下凹软化阶段,由于外载超过其峰值强度,裂纹迅速传播和扩展,发生微裂纹密集而连通的现象,使其抗变形能力降低,介质是非稳定的。在非稳定的平衡状态中,一旦遇有外界微小扰动,则有可能失稳,从而在瞬间释放大能量,发生急剧、猛烈的破坏,即冲击地压。由此,介质的强度和稳定性是发生冲击的重要条件之一。虽然有时外载未达到峰值强度,但由于煤岩的蠕变性质,在长期作用下其变形会随时间而增大,进入软化阶段。这种静疲劳现象,可以使介质处于不稳定状态;在失稳过程中系统所释放的能量可使煤岩从静态变为动态过程,即发生急剧、猛烈的破坏。

(五) 冲击地压的影响因素

1. 地质因素

主要包括开采深度、地质构造、煤岩结构和力学特性等。

开采深度的加大使地应力值增加。一般在达到一定开采深度后才开始发生冲击地压,此深度称为冲击地压临界深度。临界深度值随条件不同而异,一般大于200m,总的趋势是随采深增加,冲击危险性增加。这主要是由于随采深增加,原岩应力增大的缘故。

地质构造如褶曲、断裂、煤层倾角及厚度突然变化等也影响冲击地压的发生。宽缓向斜轴部易于形成冲击地压;如果断裂是一个开采边界,若回采方向朝向断层面,则冲击危险增加;煤层倾角和厚度局部突然变化地带,实际是局部地质构造应力积聚地带,因而极易发生冲击地压。

煤岩结构及性能也是冲击地压影响的主要因素。坚硬、厚层、整体性强的顶板(基本顶),易形成冲击地压;直接顶厚度适中、与基本顶组合性好、不易冒落,冲击危险较大;煤的强度高、弹性模量大、含水量低、变质程度高、暗煤比例大,一般冲击倾向较强。

2. 开采技术因素

开采多煤层时,任何造成应力集中的因素,如开采程序不合理、本层回采不干净、相邻两层开采错距不合适等,均对防治冲击地压不利。从防治冲击地压的角度而言,壁式开采优于柱式开采,早采优于晚采,直线工作面优于曲线工作面,冒落法优于充填法。煤柱和开采边界是最主要的应力集中因素,应尽量避免和减少这些因素的有害影响。

国内外大量实践表明,冲击地压往往伴随着井下生产过程的某些工序(如爆破、冒顶、采煤等)而发生,这些因素称为诱导因素。诱导因素本身的能量可能很小,但其诱发冲击地压而释放的能量及其破坏性却很大。因而,诱导因素也是发生冲击地压的一个不可忽视的因素。

二、冲击地压的预报

(一) WET法

WET方法是波兰采矿研究总院提出的,用于测定煤层冲击倾向。WET为弹性能与永久变形消耗能之比。波兰采矿研究总院规定: $WET > 5$ 为强冲击倾向; $2 < WET < 5$ 为弱冲击倾向; $WET < 2$ 为无冲击倾向。该方法虽存在一些不足之处,但基本适用于我国情况,可作为煤层冲击倾向鉴定指标之一。

（二）弹性变形法

弹性变形法是前苏联矿山测量研究院提出的用于测定冲击地压的方法。即在载荷不小于强度极限 80% 的条件下，用反复加载和卸载循环得到的弹性变形量与总变形量之比 K ，作为衡量冲击倾向度的指标。当 $K > 0.7$ 时，有发生冲击地压的危险。

（三）煤岩强度和弹性系数法

煤岩强度和弹性系数法是用煤岩的单向抗压强度或弹性模量的绝对值，作为衡量冲击倾向度的指标。这种方法较为简单，经常用作辅助指标。其指标的界限值必须根据各矿井的试样进行试验确定。

我国《煤矿安全规程》中规定：开采冲击地压煤层时，冲击危险程度和采取措施后的实际效率，可采用钻粉率指标法、地音法、微震法等方法确定。

1. 钻粉率指标法

钻粉率指标法又称为钻粉率指数法或钻孔检验法。它是用小直径（42 ~ 45mm）钻孔，根据打钻不同深度时排出的钻屑量及其变化规律来判断岩体内应力集中情况，鉴别发生冲击地压的倾向和位置。在钻进过程中，在规定的防范深度范围内，出现危险煤粉量测值或钻杆被卡死的现象，则认为具有冲击危险，应采取相应的解危措施。

2. 地音、微震监测法

岩石在压力作用下发生变形和开裂破坏的过程中，必然以脉冲形式释放弹性性能，产生应力波或声发射现象。这种声发射也称为地音。显然，声发射信号的强弱反映了煤岩体破坏时的能量释放过程。由此可知，地音监测法的原理是，用微震仪或拾震器连续或间断地监测岩体的地音现象。根据测得的地音波或微震波的变化规律与正常波对比，判断煤层或岩体发生冲击倾向度。

（四）工程地震探测法

用人工方法造成地震，探测这种地震波的传播速度，绘制出波速与时间的关系图，波速增大段表示有较大的应力作用，结合地质和开采技术条件分析、判断发生冲击地压的倾向度。

（五）综合测定法

为了能够更准确地判断出发生冲击地压的地点和时间，可同时采用上述两种以上的方法，根据多因素的变化，综合加以确定。国内外常使用的是钻屑法、地音监测法、地质及开采技术条件分析的综合方法。

三、冲击地压的防治

根据发生冲击地压的成因和机理，防治冲击地压的措施的基本原理有两个方面：一是降低应力的集中程度；二是改变煤岩体的物理力学性能，以减弱积聚弹性能的能力和释放速率。

（一）降低应力的集中

减弱煤层区域内矿山压力值的方法有以下 3 种：

（1）超前开采保护层。

（2）无煤柱开采，在采区内不留煤柱和煤体突出部分，禁止在邻近层煤柱的影响范围内开采。

(3) 合理安排开采顺序, 避免形成三面采空状态的回采区段或条带, 并在采煤工作面前方掘进巷道, 必要时应在岩石或安全层内掘进巷道, 禁止采用工作面对采和追采方式。

1. 采用合理的开拓布置和开采方式

合理的开拓布置和开采方式对于避免应力集中和叠加, 防止冲击地压关系极大。大量实例证明, 多数冲击地压是由于开采技术不合理造成的。不正确的开拓开采方式一经形成就难以改变, 临到煤层开采时, 只能采取局部措施, 而且耗费很大, 效果不佳。所以, 合理的开拓布置和开采方式是防治冲击地压的根本性措施。其主要原则是:

(1) 开采煤层群时, 开拓布置应有利于保护层开采。首先开采无冲击危险或冲击危险小的煤层作为保护层, 且优先开采上保护层。

(2) 划分井田或采区时, 应保证合理的开采顺序, 最大限度地避免形成煤柱等应力集中区。因为煤柱承受的压力很高, 特别是岛形或半岛形煤柱, 要承受几个方面的叠加应力, 最易产生冲击地压。上层遗留的煤柱还会向下传递集中压力, 导致下部煤层开采时也易发生冲击地压。

(3) 采区或盘区的采煤工作面应朝一个方向推进, 避免相向开采, 以免应力叠加。因为相向采煤时上山煤柱逐渐减小, 支承压力逐渐增大, 很容易引起冲击地压。

(4) 在地质构造等特殊部位, 应采取能避免或减缓应力集中和叠加的开采程序。在向斜和背斜构造区, 应从轴部开始回采; 在构造盆地应从盆底开始回采; 在有断层和采空区的条件下应从断层或采空区附近开始回采的开采程序。

(5) 有冲击危险的煤层的开拓或准备巷道、永久硐室、主要上(下)山、主要溜煤巷和回风巷应布置在底板岩层或无冲击危险煤层中, 以利于维护和减小冲击危险。回采巷道应尽可能避开支承压力峰值范围, 采用宽巷掘进, 少用或不用双巷或多巷同时平行掘进。对于水采区的回采开切眼应避开高应力集中区, 选在采空区附近的压力降低区为好。

(6) 开采有冲击危险的煤层, 应采用不留煤柱、垮落法管理顶板的长壁开采方法。回采线尽量是直线且有规律地按正确的开采速度推进。经统计, 1992 年以前全国发生冲击地压的 50 余对矿井中, 有水采、综采、分层开采、正规和非正规开采方法等多种情况。分析表明, 不同的采煤方法, 其矿山压力的分布也不相同。

房柱式等柱式采煤法, 由于掘进的巷道多和在采空区遗留的煤柱多, 顶板不能及时充分地垮落, 造成支承压力较高。在工作面前方掘进巷道势必受到叠加压力的影响, 增加了冲击地压的危险性。

水力采煤法虽然系统简单、高效, 但遗留的煤垛在采空区形成支撑, 顶板不能及时、规则地垮落, 又要经常在支承压力带开掘水道和枪眼, 加之推进速度快, 开采强度大, 易造成大面积悬顶的危害, 导致发生冲击地压。所以, 水采矿井要改进开采设计。

采用长壁式开采方法, 有利于减缓冲击地压的危害。

倒台阶采煤法由于工作面不成一直线, 在台阶部位形成高应力集中, 则易导致发生冲击地压。

(7) 顶板管理尽量采用全部垮落法, 工作面支架应采用具有整体性和防护能力的可缩性支架, 统计表明: 采用非正规采煤法的采区冲击地压次数多、强度大; 水力充填次

之；全部垮落法次数少且强度弱。我国发生冲击地压的煤层其顶板大多又厚又硬，不易垮落。采用注水、爆破等方法，使顶板弱化或垮落，能够减缓冲击地压。

2. 冲击地压的预防措施

在煤层开采中，生产地质条件极为复杂。由于人们对冲击地压发生条件不能完全掌握，造成开拓布置和开采方式不合理，没有预先采取防范措施或防范措施不完善，不可避免地形成局部煤层地段的高应力集中和冲击地压危险。因此，在煤层开采过程中必须对这些地段进行及时处理，以保证安全生产。这种对已形成冲击危险或具有潜在冲击危险地段的处理措施称为预防措施，它属于暂时的局部性措施，包括煤层爆破卸压、钻孔卸压和诱发爆破等。

按照冲击地压发生的强度条件和能量条件，工作面附近煤层被顶底板紧紧地夹持着，承受极高的载荷，虽未破碎，却积聚大量的变形能。这时煤体和围岩形成的二轴压缩应力与矿山压力处于临界平衡状态。采取的各种卸压预防措施，正是为了减缓这种临界状态，把夹持状态下煤层的侧向约束解除掉，使已形成的局部高压分散转移到较广区域。由于卸压措施造成煤体局部破裂，降低了强度，应力重新分布，从而释放或降低了煤岩体中的弹性能，使工作面前方一定范围内成为安全区。

1) 爆破卸压

爆破卸压是指对有冲击危险的煤体，用爆破方法减缓其应力集中程度的一种解危措施。实施爆破卸压应采取深孔爆破方法，孔深应达到支承压力峰值区。装药位置越靠近峰值区，炸药威力越大，爆破解除煤层应力的效果就越好。该法适用于顶板比较完整或煤层注水时的辅助措施。

爆破卸压能同时局部解除冲击地压发生的强度条件和能量条件，即在有冲击地压危险的工作面卸压和在近煤壁一定宽度的条带内破坏煤的结构（但不落煤），使它不能积聚弹性能或达不到威胁安全的程度。这样在工作面前方形成一条卸压保护带，隔绝了工作空间处于煤层深处的高应力区。显然，从防治冲击地压的角度看，应用尽量多的炸药爆破出尽量宽的保护带，但实际上要达到这个目的，目前技术条件还不够。不过根据多年的实践证明，如果能保证在工作面前方和巷道两帮始终保持一个宽5~10m的保护带，就能防止冲击地压的危害。

爆破卸压属于内部爆破，主要物理作用是使煤层产生大量裂隙。试验表明，爆破使炮孔周围形成破碎区和裂隙区，破碎区远小于裂隙区。径向裂隙穿过切向裂隙，说明径向裂隙扩展在前，切向裂隙形成在后。炸药爆炸后，冲击波首先使煤体破裂。然后爆破产生的气体进一步使煤体破裂，在气体压力作用下，煤体沿径向移动，形成切向拉应力，产生径向拉破裂。随着裂隙的扩展，气体通过裂隙扩散到煤体中，与煤体产生热交换。同时，气体的体积增大，而温度和压力下降。当裂隙前端的应力强度小于断裂韧性时，裂隙停止扩展。当压力小于临界值时，因原先受压贮存于煤体中的弹性能释放，使煤体向炮孔中心移动，在煤体中产生径向拉伸作用，导致切向破裂。但径向裂隙的扩展远大于切向裂隙，造成煤层性质变化的主要因素是径向裂隙。

综上所述，爆破卸压在煤体中产生大量裂隙，使煤体的力学性质发生变化，弹性模量减小，强度降低，弹性能减少，破坏了冲击地压发生的强度条件和能量条件。由于煤体内裂隙的长度和密度增加，按照失稳理论，还具有致稳作用和止裂作用，防止了冲击地压发

生。

实施爆破卸压前必须先进行钻屑法检测,确认有冲击危险时才进行爆破卸压,爆破以后还要用钻屑法检查卸压效果。如果在实施范围内仍有高应力存在,则应进行第二次爆破,直至解除冲击危险为止。

为了安全生产,通过爆破卸压在工作面前方和巷道两帮形成一个有足够宽度(大于3倍采高)的卸压保护带。所以,对巷道两帮,爆破卸压的深度应等于保护带宽度;对采煤工作面,爆破卸压的深度应等于保护带宽度加上工作面进度。

2) 诱发爆破

诱发爆破是在监测到有冲击危险的情况下,利用较多药量进行爆破,人为地诱发冲击地压,使冲击地压发生在一定的时间和地点,从而避免更大损害的一种解危措施。

实行诱发爆破必须慎重行事。作为辅助手段,诱发爆破只有在存在严重冲击危险的情况下,其他方法无效或无法实施时才使用。实施地点多用于煤柱回收时,与钻屑法检测孔配合互用。孔距2~5m,孔深按冲击危险区范围确定。可平行走向或倾斜布置,也可混合布置;一般采用深孔爆破法,钻大量较长的钻孔直达高应力带。采用大量药、集中装药和同时引爆的方法,以便使煤岩体强烈震动、诱发冲出地压,或造成煤体强烈卸压、释放能量,把高应力带移向煤体深部。集中爆破的药量越多,诱发冲击地压的可能性越大。因为这样在煤体中造成的动应力就大,动应力叠加在原来存于煤体中的静应力上的总和越大,超过临界应力值机会就越多,就会诱发冲击地压。

实施诱发爆破应按《煤矿安全规程》的有关规定施工。

诱发爆破应作为爆破卸压的辅助手段,用于特殊情况下,其效果是有限的,不能保证按时诱发,有时一小时后才发生冲击地压。而且大量药同时引爆,必然造成一定程度的破坏作用。所以要慎重行事,有限度地使用。

(二) 改变煤层的物理力学性能

改变煤层的物理力学性能主要有高压注水、松动爆破和钻孔槽卸压等方法。

1. 高压注水

通过注水,人为地在煤岩内部造成一系列的弱面,并使其软化,以降低煤的强度和增加塑性变形量。注水后,煤的湿度平均增加1.0%~2.2%时,可使其单向受压的塑性变形量增加13.3%~14.5%。

2. 松动爆破

通过爆破,人为地释放煤体内部集中应力区积聚的能量。在采煤工作面中使用时,一般是在工作面沿走向打4~6m深的炮眼,进行松动爆破。它的作用是可以诱发冲击地压和在煤壁前方经常保持一个破碎保护带,使最大支撑压力转入煤体深处,随后便发生冲击地压,对采煤工作面的威胁也大为降低。

3. 钻孔槽卸压

用大直径钻孔或切割沟槽使煤体松动,以达到卸压效果。卸载钻孔的深度一般应穿过应力增高带,在掘进石门揭开有冲击危险的煤层时,应距煤层5~8m处停止掘进,使钻孔穿透煤层,进行卸压。

此外,还可依靠选择最佳采煤方法、回采设备、开采参数和工作制度等方法,局部降低煤层边缘的冲击危险程度。例如,当开采有冲击危险的单一煤层时,应采用直线式长壁

工作面的前进式采煤方法,并在巷道侧不留煤柱。对有冲击危险的厚煤层,应采用倾斜分层长壁式采煤方法,上分层的开采厚度应当最小。

开采有冲击危险的煤层时,无论是在采煤工作面还是在掘进工作面中,都应采用支撑力大的可缩性金属支架。

综上所述,在现有技术水平下对冲击地压认真地进行测定和预报工作,并针对具体情况采取有效的防治措施,完全可以消除或大大减少冲击地压事故。

复 习 思 考 题

1. 举例说明矿山压力和矿山压力显现的区别。
2. 简述采煤工作面上覆岩层的破坏方式及分区。
3. 试述采煤工作面前后支承压力的一般分布规律。
4. 什么是采煤工作面顶板的初次来压和周期来压?
5. 放顶煤工作面矿山用力显现有何特点?
6. 简述采区平巷沿走向的矿压显现规律。
7. 采区巷道变形与破坏有哪些基本形式?
8. 试述影响巷道变形破坏的主要因素。
9. 顶板事故一般如何分类?
10. 工作面大面积冒顶事故有哪些?应该怎样防治?
11. 工作面局部冒顶事故主要发生在哪些地点?应该怎样防治?
12. 巷道冒顶事故主要发生在哪些地点?应该怎样防治?
13. 冲击地压一般如何分类?
14. 对冲击地压成因和机理的解释上要应用哪些理论?
15. 简述冲击地压的主要影响因素。
16. 冲击地压预报一般采用哪些方法?
17. 如何降低应力的集中程度?如何防治冲击地压的发生?
18. 冲击地压的解危措施有哪些?
19. 如何改变煤岩体的物理力学性能,以减弱积聚弹性能的能力和释放速率?
20. 开采有冲击地压煤层时应注意哪些问题?

第九章 矿山救护组织与管理

第一节 概 述

一、矿山救护队发展简史

解放前,当矿井下发生事故后,遇险矿工没有救护队援救,生命安全无保障。新中国建立后随着党的安全生产方针的贯彻落实,党和政府十分重视矿山救护工作,矿山救护组织在各矿山建起,从无到有,从小到大,健康的向前发展。

1949年,抚顺、阜新、辽源的3个煤矿在辅助救护队的基础上,成立专职矿山救护队,共有救护指战员66名,填写了我国煤炭行业没有矿山救护队的空白。

1952~1955年,煤炭部组织举办了8期救护队长培训班,共培训400多名救护骨干。

1953~1965年,为使矿山救护队的组建和战斗行动有法可依,煤炭部颁布了《中国煤矿军事化矿山救护队试行规则》和《煤矿军事化矿山救护队战斗条例》。

1953~1957年,煤炭工业部拨出专款714万元,用于建立煤矿救护队。1953年,组建抚顺煤矿安全仪器厂,主要生产矿山救护装备、监测仪器及辅助设备。1952年有11个矿务局(矿)组建了救护队,救护指战员293人;1957年,已有33个矿务局(矿)组建了救护队,救护指战员1485人,有辅助救护队170个,指战员2985人,并配备各种矿山救护车辆、仪器和灭火装备等。组建矿山救护队后,各局(矿)狠抓救护队的技术、培训、管理、演习训练和各项规章制度建设,矿山救护队的素质进一步得到提高,成为煤矿安全生产中不可缺少的力量。

1962年,已有58个矿务局(矿)建立了救护队,救护指战员3217人。

1978年,煤炭工业部颁布了《矿山救护队工作条例》及《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》,进一步规范了矿山救护工作。矿山救护队伍得到进一步发展,统配重点煤矿、地方煤矿、地区工业局和产煤大县也相继组建了矿山救护队。至此,全国共有救护大队40个,救护中队296个,救护小队1020个,指战员11000人。

1985年,矿山救护大队发展到51个,救护中队373个,救护小队1211个,救护指战员达到14597人;辅助救护队达到170多个,救护指战员2985人。1993年,矿山救护队人数达到19827人,其中指挥员1880人,战斗员13538人。

2004年,全国煤炭生产省(自治区)都有矿山救护队,其中救护大队76支,救护中队449个,救护小队1445个,队员达14328人。

2006年,根据全国矿山救援工作的实际需要和矿山救护队的分布情况,依托优势企业,在已经建设的平顶山、芙蓉、开滦、鹤岗、大同、淮南、六枝、兖州、平庄、铜川、新疆、金川(非煤)、华锡(非煤)、江铜(非煤)14个基地的基础上,增加了沈阳、汾

西、靖远、鄂尔多斯、峰峰、涟邵、重庆、宁煤、东源9个基地，共建成23个国家级矿山救援基地。煤矿区域救援队伍由原来的77支增加至100支，这些骨干力量集中体现了抢险救灾实力、仪器装备、军事化管理和地区特点等方面的优势。

二、矿山救护体系建设

1978年，在全国煤矿救护队长会议以后，我国矿山救护队以创建甲级队为起点，严格管理，狠抓训练，各项工作进入了新的发展阶段，大区救护协助网工作开展得灵活多样，有声有色，对推动救护队的正规化、标准化建设起到了积极的作用。在1987~2006年的19年间，我国煤炭行业举办了6届矿山救护技术大比武，对提高救护队的战斗力和促进救护技术装备的更新起到了积极的推动作用。同时，为使救护工作健康、规范、持续发展，煤炭工业部先后颁布了一系列法令、法规，使矿山救护队的各项工作纳入到正规化的轨道上。为了适应矿山救护队在新形式下的发展需要，1994年9月12日，煤炭工业部下发了《关于加强煤炭行业矿山救护工作的决定》，主要内容：一是煤炭行业矿山救护队实行军事化管理，煤炭部成立矿山救护总队，各省成立矿山救护支队，省内成立若干区域救护大队（服务半径100km），全国煤炭系统形成了矿山救护总队——救护支队——区域救护大队——救护中队——辅助救护队的管理体系。二是各省区煤炭管理机构对矿山救护队不分管理体制，打破隶属关系，统一规划，合理布点。三是矿山救护队实行队员服役合同制，从1995年1月1日起，新招收的救护队员一律实行服役合同制。四是全国煤炭系统实行救护有偿服务制度，没有救护队提供服务的矿井，要在地方政府、主管部门和区域救护大队的统一协调下，就近与救护大队签订救灾协议，煤矿按产量向救护队交纳一定数额费用，可得到救护队提供的抢险救灾、预防检查和安全技术服务。

与此同时，我国矿山救护队的装备也发生了本质的变化，使用近40年的AHG-4型氧气呼吸器，被AHY-6型、AHG-4A型氧气呼吸器替代。特别是正压型呼吸器的研制成功，为矿山救护队个人防护仪器的更新换代起到积极的作用。快速密闭、惰泡发生装置、充气密闭等新技术、新装备的进一步推广运用，使传统的“身背呼吸器，手拿斧子锯，井下着了火，只会打密闭”作业方式发生了变化，取而代之的是装备系列化、技术现代化。

我国矿山救护队为适应改革开放的形势，正在从单一矿山救护，逐渐向多功能方向发展，即把矿山救护队建成抢险救灾、安全监察、安全培训、地面消防、安全装备检测等多功能队伍。

三、全国煤矿救护技术竞赛

（一）历届竞赛基本情况

1987年2月，在煤炭工业部组织召开的“全国煤矿矿山救护工作座谈会”上，主要讨论了如何提高矿山救护队训练水平和抢险救灾能力，确定开展技术练兵，以全员参与、共同提高为目的，举办全国性的矿山救护技术比武。至今，已举办6届。通过开展此项活动，收效明显，取得了有目共睹的成绩。

1. 首届全国煤矿救护技术比武大会

1987年9月5~10日，首届全国煤矿救护技术比武大会在平顶山矿务局举行。在项

目的设置上,体现了我国矿山救护队伍的特色,以考察联系实战、综合体质为主。

集体项目包括:

(1) 仪器设备操作:苏生器准备、自换氧气瓶、互换氧气瓶、呼吸器拆装、呼吸器故障判断。

(2) 一般技术操作:挂风障、建造木板密闭墙、架木棚、安装局部通风机和接风筒、安装高倍数泡沫灭火器灭火等。

(3) 指挥员体质:激烈运动、爬低巷、拉检力器。

(4) 业务技术知识:业务知识 100 题、战术运用。

全国有 34 支代表队参加了集体项目。

个人项目有业务理论知识、佩戴呼吸器爬低巷跑 1000m、4h 呼吸器拆装、佩戴呼吸器拉检力器、长跑 5000m。共有 64 人参加了个人项目。

2. 第二届全国煤矿救护技术比武大会

1990 年 10 月 15~20 日,第二届全国煤矿救护技术比武大会在平顶山矿务局举行。在上届竞赛项目的基础上,增加了军事化队列操练。

有 20 支代表队参加了集体项目。集体项目包括:

(1) 连续实战:灾区侦察、搬运伤员、苏生、建风障、建造木板密闭墙、架木棚、安装局部通风机和接风筒、安装高倍数泡沫灭火器灭火。

(2) 军事化队列:矿山救护队军事训练教范。

(3) 体质:搬运人员激烈运动。

(4) 业务理论知识:业务知识 100 题。

个人项目有战术运用、体质、佩戴呼吸器激烈运动、检力器。

3. 第三届全国煤矿救护技术比武大会

1997 年 10 月 9~12 日,由共青团中央、劳动部、煤炭部联合举办的全国煤炭系统青年能手矿山救护技术运动会暨第三届全国煤矿救护技术比武大会在平顶山矿务局举行。在项目的设置上,体现了个人的技能和体能。

比赛项目包括:

(1) 技术操作:个人更换氧气瓶、呼吸器故障判断、苏生器准备与操作。

(2) 业务理论知识:业务知识 100 题。

(3) 综合体质:爬绳、单杠、着装、佩戴氧气呼吸器激烈运动、检力器。

33 支代表队的 241 名选手参加了竞赛。

4. 第四届全国煤矿救护队技术比武大会

2001 年 11 月 7~9 日,第四届全国煤矿救护队技术比武大会在平煤集团公司举行。项目设置和往届相同,个别项目操作方法和国际接轨,使传统的竞赛项目和国际竞赛第一次交汇。全国有 28 支代表队参加了竞赛,有 168 名队员参加了个人竞赛项目。

集体项目包括:

(1) 业务理论知识:业务知识 100 题。

(2) 军事化队列:矿山救护队军事训练教范。

(3) 救护仪器操作:苏生器准备与操作。

(4) 连续实战:闻警出动、下井准备、灾区侦察、安装高倍数泡沫灭火装备灭火、

建风障、搬运伤员。

(5) 连续体能：爬绳、跑步、引体向上、着装、佩戴呼吸器激烈运动、拉检力器。

个人项目有：业务理论、仪器操作、连续体能。

5. 第五届全国矿山救护队技术比武大会

2003年11月15~17日，第五届全国矿山救护队技术比武大会在兖矿集团公司举行。设置的项目和往届基本相同，部分内容的组织形式和操作方法和国际矿山救援技术竞赛接轨。全国有31支代表队参加了竞赛。

集体项目包括：

(1) 业务理论知识：业务知识100题。

(2) 军事化队列：矿山救护队军事训练教范。

(3) 医疗急救：部分内容与国际矿山救援技术竞赛医疗急救项目相同。

(4) 呼吸器席位操作：内容基本与国际矿山救援技术竞赛呼吸器操作相同。

(5) 连续实战：下井准备、灾区侦察、搬运人员、安装高倍数泡沫灭火装备灭火、建风障等。

(6) 连续体能：爬绳、跑步、引体向上、着装、佩戴呼吸器激烈运动、拉检力器。

指挥员个人项目：业务理论、呼吸器操作。有31名指挥员参加了竞赛。

队员个人项目：业务理论、呼吸器操作、连续体能。有175名救护队员参加了竞赛。

6. 第六届全国矿山救护技术竞赛

2006年5月15~17日，第六届全国矿山救护技术竞赛在平煤集团公司举行。设置的4个项目中，有3个项目完全按照国际矿山救援技术竞赛规则进行。全国有30支代表队30个人参加了竞赛。

集体项目包括：

(1) 模拟救灾：国际矿山救援技术竞赛模拟救灾规则。

(2) 医疗急救：国际矿山救援技术竞赛医疗急救规则。

(3) 呼吸器操作：国际矿山救援技术竞赛呼吸器操作规则。

(4) 综合素质：爬绳、跑步、引体向上、着装、佩戴呼吸器激烈运动1000m、拉检力器。

个人项目：综合体质、呼吸器席位操作。

(二) 开展技术竞赛的意义

每举办一次矿山救护技术比武都会在全国掀起一次技术练兵的高潮，各省（区）、市煤炭管理机构组织区域内矿山救护队学习规则、训练、层层选拔，挑出精兵强将组建队伍参加全国竞赛。开展矿山救护技术比武活动，对推动矿山救护队的战备训练，提高救护指战员的业务素质、技术素质和身体素质，增强救护队的战斗力，培养矿山救护队特别能战斗的作风和顽强拼搏的精神，发挥着重要作用。

1. 推动战备训练工作，提高救护指战员业务技术水平

在确定举行矿山救护技术竞赛后，煤矿救护队的工作重点就是积极开展技术练兵，争取以扎实的基本功和过硬的业务技术参加全国竞赛。各救护队抓住有利时机，按照竞赛要求，认真组织人员学习规则，细致地安排全员练兵。大家在学习理论时，深钻细研，废寝忘食；训练操作时摸爬滚打，精益求精。开展技术练兵活动，推动矿山救护队的战备训练

工作,提高了救护指战员的技战术水平。因此,举行矿山救护技术竞赛是提高救护指战员技战术水平和抢险救灾实力的重要手段。

2. 加强军事化管理,促进了救护质量标准化活动

矿山救护队在开展技术练兵时,只抓教育与训练是不够的,必须搞好日常的管理工作,使计划、技术、装备、财务、后勤等各方面的管理及时到位,还要加强军事化管理工作,开展竞赛评比活动,充分调动每个职工的积极性。应当指出,前六届全国矿山救护技术比武对恢复军事化管理起了重要的推动作用。在第一届全国矿山救护技术比武开幕式上,参赛指战员着制式服装,按规定要求进行了军事化队列操练。在第二届全国矿山救护技术比武时,把队容、军纪、礼节及军事化队列操练纳入到比赛项目中。至此,救护指战员服从命令、听从指挥、讲礼貌,着装整齐、举止端庄的良好风气已成为矿山救护队形象的展示。

3. 提高救护能力,推广、普及新技术、新装备

矿山救护技术比武对提高救护能力,推广、普及新技术、新装备产生了积极的影响。过去,有些单位对救护队装备配置不重视,投入不足,更新换代工作滞后。全国矿山救护技术比武细则下发后,这些问题便迎刃而解。每次救护技术比武大会上都进行新技术、新装备展览,技术表演等,展示国内先进的技术装备,并进行技术研讨和交流。从而提高了全国矿山救护能力,推广普及了新技术。

4. 得到各级领导重视,扩大了矿山救护队伍的社会影响

1987年以前,煤炭系统职工、家属并不真正熟悉和了解矿山救护队的工作性质。通过全国煤矿救护技术比武,他们从艰苦训练和比武中表现出的严明纪律、高超技艺,对这个职业性、技术性、军事化的组织有了更深的理解。广大煤矿工人为能有这支训练有素、战斗力强的专业队伍作为矿山安全卫士,增加了自己生产和工作的安全感。通过全国性的大比武活动,各级领导更加深刻了解矿山救护队确实是煤矿安全生产中不可缺少的战斗力,因而更加重视矿山救护工作。

第二节 矿山救护队的组织

矿山救护队是处理矿井事故的专业队伍,是具有职业性、技术性的组织。目前,全国有救护指战员1.4万余人。为了有效发挥这支队伍的作用,国家安全生产监督管理局将其分为国家矿山救援指挥中心,省级矿山救援指挥中心,国家级矿山救援基地,区域救护大队(救护大队)与矿山救护中队、辅助矿山救护队。

一、现代化应急救援的目标与要求

应急一般是指对突发、具有破坏力事件所采取的预防、响应和恢复的活动与计划。主要目标是:对发生事故灾害作出预警;控制事故灾害的发生和扩大,开展有效救援,减少损失和迅速组织恢复正常状态。应急救援对象是突发性事故与影响严重的公共安全事故、灾害、事件。

由于事故具有突发性,为了迅速作出反应,要求应急系统必须做到:

(1) 建立全天候的昼夜值班制度,以便及时收集信息、发出通知、报告上级;使报

警、指挥通讯系统始终保持完好状态。

(2) 建立健全科学的应急系统。可按事故性质进行合理的编排,使有关单位应急指挥者能及时启动本单位的人员与装备,准备预备力量,使应急救援装备、技术材料、有关物资,随时处于战备状态。

(3) 建立应对突发事故的部署。按应急预案投入的救援力量达到令行禁止,制定应对突发事故的方案。

(4) 建立标准的应急救援指挥管理系统。实施事故应急救援活动联合指挥和在应急预案中明确设定职责及规范行为的标准操作程序。

为预防和控制事故的扩大,在加强应急救援指挥工作的同时,还必须注意以下问题:

(1) 对公共应急救援意识教育和应急救援科学知识的普及。

(2) 增强应急救援活动的透明度。

(3) 坚持应急救援时的正确舆论导向。

党的十六届三中全会提出:要“建立健全各种预警和应急机制,提高政府应对突发事件和风险的能力”。应急救援工作以作为国家危机管理的一个相当重要的组成部分。在国家层面上应做到:

(1) 应急救援工作的组织实施必须具有坚实的法律保障。

(2) 应急救援指挥应当实行国家集中领导、统一指挥的基本原则。

(3) 国家要大幅度地增加应急救援体系建设的整体投入。

(4) 中央和地方政府要确保应急救援在国家政治、经济和社会生活中不可替代的位置。

(5) 国家应急体系的管理日趋标准化、国际化。

(6) 应急救援的主要基础是全社会总动员。

二、国家矿山应急救援体系

矿山安全生产及其应急救援工作,历来受到党和国家的高度重视。国务院明确了国家安全生产监督管理总局、国家煤矿安全监察局、国家安全生产应急救援指挥中心,在组织、指导和协调矿山救护及其应急救援工作方面的职责。目前,已全面启动了矿山应急救援体系建设,按照“统一指挥、协同作战、依托现有、整合资源、一专多能、平战结合、技术强兵、科技领先、资质认定、依法规范”的原则,整合现有矿山应急救援资源,建设矿山应急救援体系,建立矿山应急救援装备、技术、培训等保障体制,建立应急救援预测、预防、预警机制。

(一) 矿山应急救援管理体系

在国家安全生产监督管理总局领导下,成立国家矿山安全生产应急救援指挥中心。其主要职责是研究起草安全生产应急救援的相关法律、法规和有关规章、规程、标准;组织生产应急救援预案的编制和安全生产应急救援体系建立;组织安全生产应急救援统一指挥,协调特、重大安全生产事故应急救援工作;分析预测特、重大事故风险发布预警信息。

(二) 矿山应急救援组织体系

(1) 国家安全生产应急救援指挥中心。直属国家安全生产监督管理总局领导,主要

职责是组织协调全国矿山、非煤矿山、危险化工、交通运输、航空航海、石油等行业应急救援工作。

(2) 国家矿山救援指挥中心。直属国家安全生产应急救援指挥中心领导, 主要职责是组织协调全国矿山、非煤矿山、危险化工的应急救援工作。

(3) 省级矿山救援中心。在国家矿山救援指挥中心的指导下, 协调指挥辖区矿山、非煤矿山的应急救援工作。

(4) 国家级矿山救援基地。在国家、省级矿山救援指挥中心的指导下, 协调指挥辖区矿山、非煤矿山的应急救援、专业培训、技术支持、物资保障等工作。目前, 全国已建成 14 个国家级矿山应急救援基地, 并初步规划 77 个省级矿山救援基地。

(5) 区域矿山救护大队 (救护大队)。是区域内矿山抢险救灾人员组织、技术支持、物资保障中心。

(6) 矿山救护队。各救护队的设置, 将利用现有的救护资源、管理体制和资金渠道, 但要根据矿井的分布特点, 灾害程度扩大服务范围。

(三) 矿山救援支撑体系

1. 技术支撑系统

(1) 成立了国家矿山救援技术专家组 (设 6 个专业组)。

(2) 成立了矿山救援技术研究中心。分别为中国矿业大学、煤炭科学研究总院、西安科技大学、武汉环保研究院。

(3) 成立了矿山救援技术培训中心。分别为华北科技学院、平顶山煤矿安全技术培训中心。

2. 矿山应急救援信息网络系统

在国家安全生产应急救援指挥中心、国家矿山救援指挥中心、省级矿山救援指挥中心、国家级矿山救援基地、区域矿山救援大队 (救护大队)、矿山救护队之间形成网络, 然后, 在与煤炭企业联网, 逐步扩大覆盖面, 提高快速反应能力。

在矿山应急救援信息网络体系中, 它包含矿山应急救援工作的信息网络和为矿山全面服务的信息系统。为保证应急救援的需要, 还要逐步建立救灾远程会议视频系统。

3. 矿山救护应急救援装备保障系统

为保证矿山应急救援工作及时、有序的开展, 并具有对重、特大灾害事故的应急处理能力, 必须建立应急救援装备保障系统, 以形成全方位应急救援装备的支持和保障。

(1) 国家矿山救援指挥中心将配备技术含量高、性能先进的救援技术装备, 为重、特大事故的抢险救灾提供可靠仪器装备支持。

(2) 国家级矿山救援基地将按矿山救护队资质认定管理规定, 以“高、精、新、全”配备救援技术装备, 并根据需要为规定区域或全国提供救灾、技术、培训、装备等服务。

(3) 区域矿山救护大队 (救护大队) 是矿山应急救援的中坚力量, 除应按正常要求配备装备外, 还应根据区域内的灾害特点, 有针对性地配备较先进的关键技术装备, 当发生较大灾害事故, 可迅速投入使用。

矿山救护队应根据有关规定配置装备、设施、器材等, 建立完善的服务设施和仪器装备的储备。

4. 矿山救护及其应急救援资金保障体系

矿山救护及其应急救援工作是重要的社会公益性事业,所需资金应实行国家、地方和矿山企业共同保障的体制。

(四) 编制矿山安全生产事故灾害应急预案

国家县级以上地方各级人民政府应当组织有关部门制定本行政区域内特大生产安全事故应急救援预案,建立应急救援体系。

矿山企业应编制安全生产事故应急救援预案,并建立预警机制。预案与预警机制应纳入国家矿山安全生产事故应急预案及预警机制。

矿山救护队应编制矿山安全生产事故灾害应急预案,并有计划地进行演练。矿山救护队的安全生产事故灾害应急预案是矿山企业安全生产事故灾害应急预案的重要组成部分。

三、国家矿山救援组织

国家矿山救援指挥中心直属国家安全生产应急救援指挥中心。编制有主任、副主任、总工程师,下设综合处、救援处、技术处、管理处。

国家矿山救援指挥中心是全国煤矿救援工作的领导机关和职能主管部门,对全国各省级矿山救援中心、国家级矿山救援基地实施统一管理和抢险救灾的调度指挥。负责国家矿山应急救援体系建设工作,组织起草有关矿山救援方面的规章、规程和安全技术标准,承办矿山应急新技术、新装备的推广运用,负责矿山救护比武,矿山救护队伍资质认证,矿山救护指挥员技术培训,承担国际矿山救援技术交流与合作项目等工作。

四、省级矿山救援指挥组织

各省(区)成立的矿山救援指挥中心是各省(区)煤矿救援工作的领导机关和职能主管部门,对省(区)范围内的矿山救护队实施统一管理和救灾的调度指挥,同时兼管范围内的国家级矿山救援基地。省级矿山救援指挥中心,设在各省(区)煤矿安全监察局。

五、国家级矿山救援基地组织

国家级矿山救援基地业务上受国家矿山救援指挥中心和省级矿山救援指挥中心指导,接受国家矿山救援指挥中心和省级矿山救援指挥中心调遣,跨区域实施抢险救援工作。

国家级矿山救援基地由4个以上救护中队组成,是完备的联合作战单位,具有独立承担矿山特、重大事故的抢险与处理能力,是本区域的救护专家、救护装备和演习训练培训中心。负责区域内矿井重大事故的处理与调度、指挥,对直属救护中队实行全面领导。

国家级矿山救援基地设大队长1名、副大队长2名、总工程师1名、副总工程师1名、工程技术人员数名。国家级矿山救护基地应设办公、战训、培训、后勤、财务等相应管理机构,并配备必要的工作人员。

六、区域矿山救护大队(救护大队)组织

各省(区)安全监察局将省(区)的产煤地区以100km为服务半径,合理化分为几个区域。在每个区域选择一个交通位置适中,战斗力较强的矿山救护队,作为重点建设的

矿山救援中心即区域矿山救护大队。

区域矿山救护大队(救护大队)由2个以上救护中队组成,是完备的联合作战单位,是本区域的救护专家、救护装备和演习训练中心。负责范围内矿井重大灾害事故的处理,对直属救护中队实行全面领导,对范围内其他救护队和辅助救护队实行业务领导。

区域矿山救护大队(救护大队)设大队长1名、副大队长2名、总工程师1名、副总工程师1名、工程技术人员数名。

区域矿山救护大队(救护大队)应设战训、后勤、培训等相应的管理机构,并配备必要的汽车司机、仪器修理、氧气充填、矿灯管理、仓库管理、财务管理等人员。

七、矿山救护中队组织

矿山救护中队是独立作战的基层单位,由3个以上的救护小队组成。矿山救护中队距服务矿井不超过10km或行车时间不超过10min。

矿山救护中队应设中队长1名、副中队长2名、工程技术人员2名。救护中队应配备必要的管理人员及汽车司机、仪器修理、氧气填充、机电维修等人员。

八、矿山救护小队组织

矿山救护小队是执行作战任务的最小集体,由9人以上组成,设正、副小队长各1名。

九、辅助矿山救护队组织

辅助矿山救护队是协助专职矿山救护队完成煤矿救援任务的兼职队伍,应根据矿井的生产规模、自然条件、灾害情况等确定编制。

辅助矿山救护队应设专职队长和仪器装备维修工,负责日常工作。辅助救护队直属矿长领导,业务上受总工程师(或技术负责人)领导。

辅助矿山救护队员,应由符合矿山救护队员条件的工人、工程技术人员和干部兼职组成。

十、矿山救护队员应具备的条件

1. 身体条件

矿山救护队员身高不得低于1.65m,体重不得低于55kg。凡有下列疾病之一者,严禁从事矿山救护工作:①有传染性疾病者;②色盲、近视(1.0以下)及耳聋者;③心血管系统有疾病者;④高血压、低血压、眩晕症者;⑤脉搏不正常者;⑥呼吸系统有疾病者;⑦强度神经衰弱者;⑧尿内有异常成分者;⑨经医生检查认为不适合者;⑩经实际考核身体不适合救护工作者。

矿山救护指战员每年进行1次身体检查,对体检不合格的人员,必须立即调离救护工作岗位。

2. 其他条件

新招收的矿山救护队员,应具有初中以上文化程度,年龄在25周岁以下,从事煤矿井下工作1年以上,身体符合矿山救护队员标准,并且具有勇敢、机敏、果断和献身精

神。新队员必须经过3个月的基础培训,再经过3个月的编队实习,只有综合考评合格、签订服役合同后,才能成为正式救护队员,从事矿山救护工作。

新招收的辅助矿山救护队员,必须经过45天的救护知识基础培训,经考核合格后,才能成为正式辅助矿山救护队员。

3. 矿山救护队员的服役和退役

为提高矿山救护队的抢险救灾实力,救护队员必须实行服役合同制,并按合同上的规定时间退役。

新招收的矿山救护队员经过基础培训、编队实习和综合考评合格后,在正式入队前,必须由矿山救护队、输送队员单位和救护队员本人三方签订服役合同。一个合同期为5年,本人表现优秀可再续签一个合同期,即服役年限为5~10年。

队员服役合同期满,必须按规定返回原单位,矿方要进行合理、妥善安排。

矿山救护队实行队员服役合同制,是用工制度的一项重大改革和军事化管理的一项重要内容。

实行队员服役合同制,使矿山救护队多年来超龄队员无法安置的问题得到妥善解决。队员服役期满后,可按照合同规定返回原单位进行合理安排。

第三节 矿山救护队的性质、特点和任务

一、矿山救护队的工作性质

煤矿在开采过程中,经常受到瓦斯燃烧爆炸、煤尘爆炸、煤与瓦斯突出、围岩冒落、冲击地压、水、火等灾害的威胁,为了预防这些灾害的发生,以及发生事故后能及时抢救遇险遇难人员,处理事故,必须有一支能够在特殊环境下作业的队伍——矿山救护队。矿山救护队是一支实行军事化管理,具有高度的政治觉悟、强烈的责任心、健壮的体魄,能熟练操作救护装备和仪器,具有丰富的救护知识和抢险救灾经验,具有无私奉献和自我牺牲精神的特别能战斗的队伍。

当矿井发生事故,国家财产和煤矿职工的生命受到威胁的时候,其他人员无法处理的情况下,矿山救护指战员责无旁贷,他们要携带救护仪器装备,深入抢险救灾第一线,抢救人员,消除事故。事故现场环境恶劣,条件艰苦,救护指战员遇到的困难是常人无法想象的。

二、矿山救护队的特点

矿山救护队与煤矿其他工种相比,有其根本的特殊性。其特点如下:

(1) 矿山救护队是矿山安全生产和灾害事故抢救的主要突击力量,其建设要求实行军事化管理,严格日常训练,当出现矿山灾害时,能迅速出动,科学、安全、迅速地完成救援任务。此外,矿山救护队还担负着地面消防、安全监察、安全培训等工作,所以要求平时加强技术练兵,提高业务技术水平和战斗力,战时才能很好地处理各类灾害事故。

(2) 矿山救护队是非生产性单位。它对国家、企业的作用,不能用经济效益、产值、生产效益等衡量。

(3) 矿山救护工作具有明显的紧迫性和危险性。救护队接到事故电话后, 不管何时何地何种恶劣气候, 都必须立即行动。到达事故矿井后, 要立即投入到抢险救灾。这就要求救护队昼夜值班、待机, 做到“闻警即到, 速战速胜”。危险性是指在处理事故时, 会受到各种各样的威胁, 甚至有生命危险, 只要有可能, 就要积极完成抢险救灾任务。回到驻地时, 不管多疲劳, 必须整理装备, 使装备完好能达到随时战斗的准备状态。

(4) 矿山救护队指战员的年龄有特殊要求。《煤矿救护规程》规定救护队员年龄不超过 40 岁, 中队指挥员不得超过 45 岁, 大队指挥员不得超过 55 岁。矿山救护队应是一支年轻化的战斗集体。矿山救护队队员实行服役合同制, 一个服役期为 5 年, 原则上每名队员不超过两个服役期。

救护队的特点对管理工作提出了很高的要求, 脱离救护队实际, 放松管理, 就会造成思想混乱、纪律松懈、工作拖拉、队伍没有生机, 也会失去救护队抢险救灾的战斗能力。

实践证明, 要把救护队建成一支特别能战斗的队伍, 必须有一个团结、讲究科技的领导班子; 建立健全以岗位责任制为中心的各项规章制度, 严格实行计划管理, 认真开展岗位练兵和评比竞赛活动, 加强思想政治工作是使救护队建设好的重要工作内容。

三、矿山救护队的任务和主要工作

矿山救护队是处理矿山事故的专业队伍, 当矿井发生灾害事故时, 要做到“招之即来, 来之能战, 战之能胜”。其任务和主要工作是:

- (1) 抢救井下遇险遇难人员。
- (2) 处理井下火、瓦斯、煤尘、水和顶板等灾害事故。
- (3) 参加危及井下人员安全的地面灭火工作。
- (4) 参加排放瓦斯、震动性放炮、启封火区、反风演习和其他需要佩戴氧气呼吸器的安全技术工作。
- (5) 参加审查矿井灾害预防和计划, 协助搞好安全检查和消除事故隐患的工作。
- (6) 负责辅助救护队的培训和业务指导工作。
- (7) 协助搞好职工救护知识教育。

矿山救护队是处理矿井火、瓦斯、煤尘、水、顶板等灾害事故的专业队伍, 是职业性、技术性组织。其工作原则是: “加强战备, 严格训练, 主动预防, 积极抢救。”时刻保持高度警惕, 平时严格管理、严格训练、深入井下熟悉巷道, 预防检查, 消除隐患; 战时做到“闻警即到, 速战速胜”。

四、矿山救护队的日常工作

1. 预防检查

矿山救护队进行矿井预防性安全检查的主要内容有:

(1) 经常深入矿井熟悉情况, 了解各矿采掘布置、通风系统、安全设施、火区管理、机电运输、防水排水、输配电系统、洒水灭尘、消防灭火管路系统及其设备的使用情况; 各生产区队、班(组)的分布情况, 机电硐室、火药库、安全出口的所在位置, 事故及安全生产动态等, 不定期地进行安全预防性检查。

(2) 协助矿井搞好探查废弃矿井、恢复旧巷等需佩戴氧气呼吸器进行安全技术工作。

- (3) 协助矿方培训井下职工、工程技术人员使用和管理自救装备。
- (4) 宣传党的安全方针, 协助通风安全部门做好煤矿安全生产的预防工作。
- (5) 帮助矿井相关人员掌握救护仪器使用的基本知识。
- (6) 参与审查矿中应急救援预案, 监督检查应急救援预案的管理、演练和执行情况。

2. 安全技术工作

矿山救护队佩戴氧气呼吸器从事的非事故性工作统称为安全技术工作, 包括:

- (1) 排放瓦斯。
- (2) 震动性放炮。
- (3) 火区日常检查和启封火区。
- (4) 主要通风机反风演习。
- (5) 需要佩戴氧气呼吸器的其他工作。

第四节 矿山救护队各级指战员岗位职责

救护队实施岗位责任制, 对于加强煤矿安全生产的监督管理, 提高生产经营单位的安全管理水平, 防止和减少生产安全事故, 保障人民群众生命和财产安全, 促进煤矿企业的发展, 提高矿山救护队抢险救灾的能力, 具有重要的意义。救护队的岗位职责要求救护指战员热爱矿山救护工作, 全心全意为煤矿安全生产服务, 救护队员要发扬英勇顽强、吃苦耐劳、舍己为公、不怕牺牲的精神, 积极参加科学文化、业务技术学习, 加强体质锻炼, 苦练基本功。救护队的岗位职责明确规定各级指战员应遵守《安全生产法》、《矿山安全法》、《煤矿安全规程》、《煤矿救护规程》等安全法规和各项规章制度, 必须熟悉自己在平时和战时的岗位职责。

一、救护指战员一般岗位职责

- (1) 热爱矿山救护工作, 全心全意为煤矿安全生产服务。
- (2) 发扬英勇顽强、吃苦耐劳、不怕牺牲的精神。
- (3) 积极参加科学文化、技术业务学习, 加强体质锻炼, 苦练基本功。
- (4) 自觉遵守《煤炭法》、《矿山安全法》、《煤矿安全规程》和《煤矿救护规程》等各项规章制度, 制止任何人的违章作业, 拒绝任何人的违章指挥。
- (5) 爱护公共财产, 厉行节约, 爱护救护仪器装备, 认真做好仪器装备的维修保养工作, 保证完好的战斗准备状态。
- (6) 按规定参加战备值班, 坚守岗位, 随时做好出动的准备。
- (7) 服从命令, 听从指挥, 勇敢果断, 积极参战, 完成救灾和其他各项战斗任务。

二、救护大队指挥员岗位职责

1. 大队长职责

- (1) 对大队的战斗准备与行动、技术教育与训练、日常管理等工作全面负责。
- (2) 组织制定大队长远、年度、季度和月度计划, 并负责定期布置、检查、总结评比等各项工作。

(3) 负责组织全大队的矿山救护业务活动。

(4) 处理事故时的具体职责是：①及时随队出发到事故矿井，负责指挥各中队的矿山救护工作。②在事故矿井，负责矿山救护队具体工作的领导人，必要时亲自带领救护队下井并进行矿山救护工作，确定井下救护指挥基地。③参加抢险指挥部的工作，参与制定事故处理方案，并组织制定矿山救护队的行动计划和安全技术措施。④掌握矿山救护工作进度，合理组织和调动战斗力量，保证救护任务的完成。⑤与指挥部和总指挥研究变更事故处理方案。

2. 副大队长职责

(1) 协助大队长工作，主管战斗准备及行动、技术训练和后勤工作。当大队长不在时，履行大队长职责。

(2) 处理事故时的具体职责：①经常了解井下处理事故的进展，及时向抢救指挥部报告工作进展情况。②当大队长不在或工作需要时，代替大队长领导矿山救护工作。

3. 总工程师职责

(1) 在大队长领导下，对大队的技术工作全面负责。

(2) 组织编制大队的训练计划，负责指战员的技术教育。

(3) 参与审查各服务矿井的灾害预防和处理计划。

(4) 组织科研、技术革新、技术咨询及新技术、新装备的推广应用等工作。

(5) 负责处理事故和其他技术工作总结的审定。

(6) 处理事故时的具体职责是：①参与抢险指挥部处理事故方案的制定。②参与制定矿山救护队的行动计划和安全技术措施，协助大队长指挥矿山救护工作。③采取科学手段和可行的技术措施加快处理事故的进程。④必要时，根据抢救指挥部的命令，担任矿山救护队工作的领导。大队副总工程师协助总工程师工作。当总工程师不在时，履行总工程师职责。

4. 战训科长职责

(1) 在大队长的领导下，对救护大队的战斗准备和业务训练、抢险救灾负有指导责任。

(2) 负责掌握协调救护大队日常工作情况，了解工作进度并加强调度指挥。

(3) 经常检查考核各救护中队的仪器装备，使其时刻处于战备状态。

(4) 经常到基层督导检查，考核救护技术业务水平以及身体素质和战备观念。

(5) 负责组织实施业务培训，使救护指战员掌握救护技术，熟练使用各种仪器和救灾装备。

(6) 当事故发生时，直接深入救灾现场，协助大队领导组织、调动救灾工作并参加侦察、探测，为救灾指挥部提供可靠的依据。

5. 后勤科长职责

(1) 掌握全队固定财产、设备和公物，健全档、卡、簿。

(2) 检查公物、设备的使用情况，制定购置、维修计划。

(3) 制定后勤各种管理制度、岗位职责、工作标准。

(4) 根据救护工作需要，制定年度设备、配件、材料和大修计划，确保救灾物资供应。

(5) 发生重大事故时,要随队出动做好后勤保障工作。

6. 大队技术人员职责

- (1) 在战训科长直接领导下,负责技术性工作。
- (2) 技术工作计划和技术资料管理。
- (3) 技术业务培训,新技术、新装备的开发推广和应用。
- (4) 当事故发生时,协助科长和大队领导组织救灾工作。

三、救护中队指挥员岗位职责

1. 中队长职责

- (1) 负责中队的全面领导工作。
- (2) 根据大队的工作计划,结合本中队情况制定实施计划,开展各项工作,并负责总结评比。

(3) 处理事故时的具体职责是:①接到出动命令后,立即带领指战员奔赴事故矿井,担负中队作战工作领导责任。②到达事故矿井后,命令各小队作好下井准备,同时了解事故情况,向抢救指挥部领取救护任务,制定中队行动计划并向各小队下达战斗任务。③如果事故矿井领导不在时,可根据矿井灾害预防处理计划及事故实际情况,立即开展救护工作。④向小队布置任务时,要讲明完成任务的方法、时间、应补充的装备和工具、救护时注意的事项等。⑤整个救护工作中,与小队保持经常联系,掌握工作进程,向工作小队及时供应装备和物资。⑥必要时,下井领导小队去完成任务;需要时,及时召请其他中队协助完成救护任务。

2. 副中队长职责

(1) 协助中队长工作,主管战斗准备、技术训练和后勤管理。当中队长不在时履行中队长职责。

(2) 处理事故时的具体责任是:①在处理事故时,直接在井下领导一个或几个小队从事救护工作。②及时向抢救指挥部报告所掌握的事故处理情况。

3. 中队技术人员职责

- (1) 协助中队长作好处理事故的技术工作。
- (2) 协助中队长制定中队救护工作的行动计划。
- (3) 记录事故处理过程及为完成任务而采取的一切措施。
- (4) 了解事故的处理情况并提出修改补充建议。
- (5) 当正、副中队长不在时,担负起中队作战工作的指挥责任。

四、小队指挥员岗位职责

1. 小队长职责

- (1) 负责小队的全面工作,带领小队完成上级交给的任务。
- (2) 领导并组织小队学习和训练,搞好日常管理和战斗准备工作。
- (3) 处理事故时的具体职责是:①小队长是小队的直接领导,负责指挥本小队的一切战斗行动,带领全小队完成作战任务。②了解并向队员讲解本中队和本小队的救护任务。③告知队员井上、下救护基地和抢救救灾指挥部的位。④利用各种方式与布置任务

的指挥员或指挥部保持经常联系。⑤领导队员做好战前检查和下井准备工作。⑥进入灾区前,确定在灾区作业时间和撤离时的氧气呼吸器最低氧气压力。⑦在井下工作时,必须注意队员的疲劳程度,指导正确使用救护装备,检查队员氧气呼吸器的氧气消耗。⑧如果小队队员中有人自我感觉不良,氧气呼吸器发生故障或受到损坏,应组织全小队人员立即撤出灾区。⑨带领小队退出灾区后,确定摘掉氧气呼吸器面罩(口具的)地点。⑩从灾区撤出后,应立即向指挥员报告小队任务完成情况和灾区情况。

2. 副小队长职责

(1) 协助小队长工作,当小队长不在时,履行小队长职责,并指定临时副小队长。

(2) 处理事故时,是小队长的助手,小队长不在时,履行小队长职责,指挥本小队一切战斗行动。

五、救护队员岗位职责

1. 队员职责

(1) 遵守纪律,听从指挥,积极主动地完成领导分配的各项任务。

(2) 保养好技术装备,使其达到战斗准备标准要求。

(3) 积极参加技术学习,体质训练,不断提高思想、技术业务、身体素质。

(4) 处理事故时的具体职责是:①在处理事故时,应迅速而正确地完成指挥员的命令,并与其保持经常的联系。②了解本队的战斗任务,熟练运用自己的技术装备去努力完成。③积极救助遇险人员和消除事故。④在行进和作业时,时刻注意周围的情况,发现异常现象立即报告小队长。⑤注意自己仪器的工作情况和氧气呼吸器的氧气压力,发生故障时及时报告小队长。⑥在工作中帮助同志,在执行任务时不准单独离开小队。⑦撤离矿井后,要迅速整理好氧气呼吸器及个人分管的装备。⑧根据指挥员的命令,在事故处理时担任电话值班员、通讯员、安全岗哨等,履行队员的特别职责。

2. 电话值班员职责

电话值班员是救护工作的重要岗位之一,应由救护队员轮流担任。其职责是:

(1) 集中精力,时刻守在电话机旁,不许做其他无关事务。

(2) 听清、记清事故召请电话,准确填写记录,及时传达各种命令。

(3) 发出事故报警并向领队指挥员报告。

(4) 在井下值班时,保持同工作小队和抢救指挥部的联系,并向抢救指挥部报告救护小队的停留地点和工作情况。

3. 通讯员职责

为保证指挥员的工作位置和指挥部、地面基地、井下工作小队的联系,应派熟悉井下巷道情况的队员担任通讯员。通讯员的职责是:

(1) 知道指挥员、指挥部、地面基地、井下基地的所在位置。

(2) 在接受指挥员命令时,应复述一遍,确认后再进行传达。

(3) 完成通讯任务后,应向派遣任务的指挥员报告任务完成情况。

4. 安全岗哨职责

处理事故时安全岗哨由救护队员担任。站岗队员的派遣和撤离由井下基地指挥员决定。除个人防护装备外,还应配备各种气体检测仪器。安全岗哨的职责是:

(1) 阻止未佩戴氧气呼吸器人员进入有害气体积聚的巷道和危险地区, 阻止佩戴氧气呼吸器人员单独行动。

(2) 将从灾区或有害气体积聚巷道中出来的人员引入新鲜风流地区, 必要时实施急救。

(3) 观测守卫巷道的情况, 并将变化情况(包括有害气体及烟雾的变化)迅速报告抢救指挥部。

5. 氧气充填工职责

(1) 对氧气充填泵要做到勤检查和维护, 使其经常处于完好状态。

(2) 确保备用氧气瓶数量、压力符合标准要求规定。

(3) 充填室严禁油脂、烟火, 保持室内通风良好和卫生清洁。

(4) 认真执行氧气充填操作规程, 严禁违章作业。

6. 值班汽车司机职责

(1) 保证汽车经常处于完好状态。

(2) 坚守岗位, 保证按规定时间出车。

(3) 严格遵守交通规则, 保证安全, 迅速地指战员送到事故矿井。

(4) 汽车停在事故矿井时, 经常处于出发准备状态, 并负责保管汽车上的装备。

(5) 返回驻地后, 及时检修车辆, 使其保持战备状态。

7. 仓库管理员职责

(1) 负责仓库内物资的实物管理工作。

(2) 掌握库存各种装备和材料的数量及存放地点。

(3) 负责设备和材料的出库、入库, 按库房要求填写卡片, 入库有手续, 出库凭领单。

(4) 保持仓库整洁、摆设规范、标注醒目, 符合防火、防盗要求。

第五节 矿山救护队的管理

矿山救护队的管理工作从十一届三中全会以来进入了较快的发展时期, 原煤炭部先后颁布了《矿山救护队工作条例》、《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》、《煤矿救护规程》、《军事化矿山救护队战斗行动标准》、《军事化矿山救护队管理办法》等一系列法律、法规和规定。对于加强矿山救护队的管理, 促进救护业务技术的开展, 提高救护队的战斗力发挥了重要作用。

当前矿山救护队的管理思想、管理理念正在不断创新, 以创建“本质安全型”救护队、创建学习型矿山救护队、追求管理工作零缺陷等一些先进的管理方式正在形成。

一、矿山救护队的领导制度

国家矿山应急救援指挥中心, 负责全国矿山应急救援的调度指挥工作, 成为全国矿山救护队的最高业务领导机构。矿山应急救援指挥中心成立后, 着力推进矿山救援体系的改革和建设。目前, 全国各省(区)基本都建立了省级矿山应急救援指挥中心, 同时以国家安全生产应急救援指挥中心应急平台为中心, 成立了 11 个国家专业应急管理协调指

挥机构、中央企业安全生产应急管理协调指挥机构、32个省级安全生产应急救援指挥中心、28个省级矿山救援指挥中心和333个市（地）级安全生产应急管理协调指挥机构的应急平台为支撑，以23个国家级矿山应急救援基地、20个国家级危险化学品应急救援基地、11个国家级矿山排水基地、1个国家级矿山医疗救护中心、18个国家级矿山医疗救护基地、16个国家级危险化学品医疗救护基地、各专业部门及中央企业下属的安全生产应急管理协调指挥机构和救援队伍为终端节点，形成上下贯通、左右衔接、互联互通、信息共享、互有侧重、互为支撑的国家安全生产应急平台体系。2006年，矿山救援指挥中心将组织国家级矿山救援基地、有关专家对《煤矿救护规程》（现改名为《矿山救援规程》）进行修改、补充、完善，使矿山救援组织领导制度纳入规范化的管理轨道。

矿山企业根据安全生产需要和国家有关法规成立矿山救护队。矿山救护队由所在企业主要负责人直接领导，并委托副职管理。政府主管部门（安全生产监督管理局或煤炭生产安全管理机构）对矿山救护队实行业务领导。

在矿山救护队，实行大队长（中队长）全面负责，副大队长（副中队长）分类管理的领导制度。

大队长（中队长）：是矿山救护队的最高行政长官，对救护队全面工作负领导责任。矿山救护大队长（中队长）的聘任，在我国仍由所在企业主要领导选拔聘用。

副大队长（副中队长）：是协助大队长（中队长）分管矿山救护队某方面工作的领导，在完成分管工作任务后，可受大队长（中队长）委托或在大队长（中队长）不能够履行职责时，全面负责救护队的工作。副职的任用一般应由正职提名，上报所在企业领导决定聘用。

总工程师或主管工程师：是在大队长（中队长）领导下，全面负责矿山救护队技术工作的最高领导，总工程师（主管工程师）的任用，由救护大队（救护中队）正职提名报所在企业领导决定聘用。

二、矿山救护组织的管理

从矿山救护队目前的情况看，加强救护大队的管理是搞好矿山救护工作的基础，全体救护指战员必须严格执行《煤矿安全规程》、《煤矿救护规程》，保证各项任务的顺利完成。

（一）矿山救护的组织管理机构

矿山救护的组织管理机构如下：

国家矿山救援指挥中心、省级矿山救援指挥中心、国家级矿山救援基地、区域救护大队（救护大队）、矿山救护中队（科、室）、矿山救护小队。

管理层次确定以后，应合理配备人员和设施，并根据管理层次、分工的关系，明确、具体、详细地规定职责和权限范围。在运作过程中，要注意以下几个问题：

（1）职责和权限必须协调一致。明确规定每个层次的管理职责，并赋予完成这一职责不可缺少的管理权限。

（2）有令即行，统一指挥。矿山救护队是职业化队伍，在处理矿井事故时，工作环境恶劣，危险性大，因此救护指战员必须养成服从命令、听从指挥的习惯，做到有令即行，有禁必止。为保证指挥的统一性，下级机构只能接受上级机构的命令和指挥。例如小

队长只接受本中队的指挥,中队长只听从大队长或副大队长的指挥,大队长或副大队长一般不直接指挥小队长,副职在正职领导下进行工作并对正职负责。

(3) 上下级之间管理要“分”。对常规业务管理工作,应由副职去解决;只有在特殊情况下,才由主管领导来处理。这种上下级之间的合理分工,有利于主管领导摆脱日常事务,专心致志地研究全局性的管理问题。

(4) 集权和分权要“合”。“统一领导,分级管理”的原则,是把集权和分权正确的结合起来,只要关系到救护队全局性事情应集体研究决定。如:制定救护工作方案、财务经费计划、规章制度的修改、仪器装备采购、机构变更,人员调动和分配等。同时,管理权利的适当分散,使各级都有一定的管理权限和相应的管理责任。

(二) 救护大队的管理

(1) 区域救护大队(救护大队)与下属各科室、救护中队之间,与国家级救援基地、省级救援指挥中心、国家救援指挥中心之间通过互联网、电话、传真实现通讯快捷及数据传输系统的自动化,以便于信息共享,协调一致,统一指挥。

(2) 区域救护大队(救护大队)、中队指挥员和救护队员(具备条件)要实现通讯现代化,以便于矿井发生事故时随时调动指挥和救护力量。

(3) 救护大队按规定向省级救援指挥 centers 上报下列材料:①年度计划和年度总结。②处理事故总结,一般情况下在事故处理结束后 15 天内上报。③科研成果,试验成功后上报。

(4) 开展矿山救援技术比武、质量标准化验收工作。通过救护技术比武、质量标准化工作将救护队的军事化训练、连续体质训练、业务理论、模拟实战、仪器装备操作、一般技术操作、紧急召集等项目,扎实、规范地开展下去,培育过硬的技术、顽强的作风,保证队伍的战斗力。

在整个训练过程中,可分时、分段、分项目地进行劳动竞赛,要树标兵、选模范,比成绩、做贡献,全方位调动救护指战员工作积极性。

三、矿山救护中队管理

救护中队的管理主要是通过救护指战员和后勤人员的管理和对救护车辆、仪器装备的管理来确保救护任务的完成。

对救护指战员和后勤人员的管理,主要运用建立规章制度,制定岗位责任制,改变、制约人员在日常工作中不安全和不规范的行为,并通过考核激励机制,增强救护指战员的训练积极性和工作责任感,达到提高业务技术素质、增强积极性和主动性的目的。对救护车辆、仪器装备的管理,在于建立各项管理制度(如:车辆维护保养制度、使用制度、仪器装备检查制度、库房管理制度等),通过多督促、勤检查,发现问题立即纠正、及时处理,使救护车辆、仪器装备始终保持完好状态。

四、矿山救护小队管理

救护小队是开展救护工作的最小战斗集体。在日常管理工作中,要认真执行月工作图表,有计划、有目标的开展业务技术学习,要求队员熟悉各种仪器装备的构造、原理、检查使用方法,能正确进行维护保养、操作;掌握风障、板闭、木棚、砖闭、防爆墙的建造

技巧,了解各种事故特性、抢险方法等。因此,一支合格的救护小队,加强管理是很重要的。小队长是核心人物,应大胆管理,严格要求,事事起到示范作用。要务实组织队员进行日常的战备训练,在处理问题时应对事不对人,不要激化矛盾。要用制度管人,通过规章制度减少人员的违章违规行为。

五、技术管理

对技术装备的管理要求:一般性的装备要建卡、立账,对大型装备,要建立技术档案和装备定期检查记录。这样,有利于掌握装备的技术性能,对装备出厂使用说明书、合格证,要妥善保管。

技术管理包括以下几个方面:

(1) 开展救护科学技术的研究,创新改造技术装备,使救护技术、装备更符合救护工作的需要,并发挥积极的作用。

(2) 做好救护技术资料的收集整理工作,建立健全各项技术管理规章制度,对技术性的文件、图纸、工作总结、处理事故总结等,都要注意收集整理并妥善保管。

(3) 对服务矿井的地质、生产、通风安全及灾害预防措施等基本概况和有关技术资料,要进行收集整理、存案备查。

六、装备管理

矿山救护队的技术装备,按设备范围分有个人防护装备、检测仪器仪表、化验分析装备、通讯装备、灭火装备、排水装备及运输装备等;按技术组合分为,个人装备、小队装备、中队装备、大队装备等。

救护技术装备的管理,包括技术装备运作的全部过程。从设备到位到投入使用,以及在使用中维护、磨损及补偿,直至报废的全过程。

1. 装备管理的意义

装备是矿山救护队战斗力的重要组成部分。它的管理对保证救护队的顺利完成处理事故任务,保证指战员生命安全,及时抢救遇险遇难人员,防止扩大事故都起着重要作用。

技术装备管理,是救护队管理工作中的一个重要方面。加强技术装备的管理,能保证救护队正常有序的工作。现代化矿山救护队,主要的救护工作是靠指战员操作技术装备,或由技术装备直接完成的。加强技术装备的管理,使技术装备经常处于完好状态,才能保证救护工作的正常进行。救护队在处理事故中所发生的自身伤亡事故,不少是由于技术装备管理不善造成的。因此,管理好技术装备有其重要的意义。

2. 装备管理的任务

装备管理的任务就是要保证为救护工作提供完好的技术装备,使救灾工作建立在可靠的物质技术装备的基础上。具体任务是:

(1) 根据技术先进、经济上合理的原则,正确地选购救护装备仪器。

(2) 保证技术装备始终处于完好的状态。即技术装备投入使用后,在节约维护费用的前提下,保证完好率。

(3) 对先进的技术装备,应尽快掌握操作和维修技术。如惰气发生装置,高倍数泡沫灭火机,爆炸三角形测定仪等。

七、后勤管理

后勤管理是救护管理的一个组成部分,从装备设施购买、配置、使用、维护、保养,训练场地布局,生活服务,环境卫生,特别是在处理事故时的物质保障和生活保障更能体现出后勤管理的重要性。如果管理上杂乱无章,这支救护队很难成为较强的战斗力量。在条件允许的情况下,给救护指战员创造一个干净卫生、训练竞赛、学习工作、休闲娱乐的环境,使大家处在优美环境中,心情舒畅地开展工作。

八、民主管理和规章制度

矿山救护队的管理工作是依靠广大指战员实行民主管理。根据救护工作特点及规律建立一套科学的、严密的规章制度,使各项工作有章可循、有规可依,充分发挥社会主义制度的优越性,调动广大指挥员的工作积极性,保证救护工作的正常进行。

(一) 民主管理

民主管理是党办企业的优良传统,新中国成立 50 多年来的实践证明,这种管理形式符合国情,又行之有效。《国营企业职工代表大会暂行条例》明确指出:党委领导下的职工代表大会制度,是企业进行民主管理的基本形式,是职工群众参加决策和管理的权力机构。矿山救护队的民主管理形式和企业管理形式是一致的,有民主选举,从工人、科技人员、管理人员、领导干部中选拔出优秀代表组成管委会,定期听取企业领导人对企业管理的汇报,并同时起到检查监督作用。

(二) 规章制度和责任制

规章制度是用文字形式对各项劳动操作和管理工作的要求所作的规定,是救护指战员行动的规范和准则。矿山救护队是一个战斗集体,要组织好各项工作正常开展,必须建立健全各项规章制度,做到有章可循、有秩序地工作。如果违反了规章制度,就会造成管理工作混乱,救护工作就不能正常开展。

矿山救护队的管理制度,从所起的作用和使用范围来看,大体分为 3 类:

1. 责任制度

责任制度是根据救护工作的分工和协作要求制定的。它规定了救护队每个成员在自己的岗位上应该承担的任务和责任,以及相应的权力。这项制度能保证各方面人员按照自己的责任有序地完成救护队各项工作,防止无人负责、职责不清、相互扯皮等问题。这项制度从岗位上分有各级领导责任制、职能机构和职能人员责任制、救护人员及其他人员责任制;从业务上分有工作责任制、技术责任制和经济责任制等。

2. 技术标准和技术操作规程

技术标准是指救护队各项技术操作要求的标准。技术操作规程是指保证各项技术操作有序地进行,指导工作进行操作所作的规定,如氧气充填泵操作规程,高倍数泡沫、惰气发生装置操作规程等。

3. 管理规章制度

在计划管理中,有计划地编制程序、统计报告制度等;在工作管理中,有工作和学习制度;在战备工作中,有教育与训练制度、值班上岗制度、预防检查制度、技术装备检修保养制度、战后总结评比制度;在劳动管理中,有职工考勤制度、奖惩制度、劳动保障发

放制度；在财务管理中，有财务、物资管理制度等。

以上3种制度，责任制是核心，责任制关系到救护管理工作的全局，它能保证救护队员各方面的工作有机地组织起来。充分发挥责任制的作用，其他各项制度的执行就能迎刃而解。

在救护队的管理工作中，应当以岗位责任制为中心，来建立健全各项规章制度。

九、计划管理

矿山救护队的各项工作，是按本行业的要求和需要，制定出自己的计划，通过计划的落实来实现本行业发展的目的。

（一）计划管理的重要性

计划管理是社会发展的产物，矿山救护队的计划管理是煤炭事业发展的需要，它的重要性将随着救护技术和装备的现代化越来越突出。它要求救护队必须有一个统一的周密的计划来指导各项工作的开展。

矿山救护队要想达到有条不紊的发展，必须有一个合理的计划。没有计划，现代化的救护工作就不能搞好，工作中出现的盲目性、混乱状态，是计划不周或无计划的结果。因此说计划管理是救护工作活动的实质，各项工作的发展必须按照救护队的工作特点有计划组织起来、协调改造，完成救护事业的发展目标。

（二）长远规划

长远规划一般指3年以上的矿山救护队规划。

1. 长远规划的意义

在救护队计划管理工作中，编制长远规划有其重要意义，这就是说：救护队在一定时期内的发展方向，及主要业务技术应达到的目标，激发救护队指战员有的放矢地工作，是救护队指战员救护工作的动力。

2. 长远规划的内容

（1）随着我国现代化建设的发展，作为我国主要能源的煤炭工业会得到迅速发展。为确保煤矿安全生产，矿山救护队的建设要相应发展壮大。因此，救护队的长远规划应根据本矿区的发展来制定。

（2）为提高救护队的战斗力，增强处理事故的能力，需要有技术革新和引进设备的项目。

（3）为巩固队伍和发展队伍，要把精神文明建设纳入规划。

（三）年度计划

年度计划属日常管理计划，它是具体指导工作活动的重要计划形式，是年度工作行动纲领。因此，在制定年度计划时，要慎重细致、全面。年度计划的内容及要求是：

1. 队伍建设计划

矿山救护队是一支综合队伍，由救护指战员和后勤人员组成。对指战员的具体素质要求很高。每年都有体查计划。为经常保持这支朝气蓬勃的队伍，每年对指战员的年龄、身体状况、技术水平、思想表现进行摸底考核，填写指战员服务卡，并存入档案。

《煤矿救护规程》规定，矿山救护队35岁以下的队员至少占2/3，以保持救护队旺盛的战斗力。因此，救护力量的调整计划几乎年年都有。

根据矿区的发展和救护网点布置的需要增设新中队时,应向有关部门提出申请,计划投资组织培训;购置救护仪器及装备等。

2. 教育与训练计划

根据矿山救护队的性质,每年应制定出切实可行的教育与训练计划。要有明确的目的和要求,具体要做到年有计划、季有安排、月有图表,并建立考核检查记录。

3. 技术装备管理计划

(1) 矿山救护队的装备,系大队、中队和指战员个人装备,每年都要进行定期检查,掌握现有装备的数量及完好状况,建立装备使用档案。

(2) 对现用装备的使用管理,要达到维护标准,对各类装备的合格率要提出明确要求,要制定出装备使用管理责任制。

(3) 技术装备的更新,备品、备件的补充,每年都要有计划,报废的设备要及时提出报告以免延误战机。

(4) 建立健全技术装备、备品、备件领用制度,库房要干净卫生,设备存放整齐,做到账、卡、物三对照。

4. 内务管理计划

内务管理的好坏,体现一个救护队的面貌,从一个队的环境布局,队部的管理就能看出一个队的管理水平,如果管理上杂乱无章,这个队很难称得上是较强的战斗单位,所以不重视或忽视内务管理工作都是错误的。

5. 辅助矿山救护队的管理计划

《煤矿救护规程》规定:辅助矿山救护队应根据矿井生产规模、自然条件、灾害情况确定编制,原则上由3个以上小队组成。业务受矿总工程师(或技术负责人)和矿山救护队领导。

辅助矿山救护队是专职矿山救护队的后备力量,是矿井安全的哨兵,辅助救护队的特点是:

(1) 服务单一,他们的基本任务是服务本矿井的安全,对本矿井地质情况、灾变情况、安全设施等掌握较好。

(2) 一旦发生事故,他们对本矿井井下的情况熟悉,能迅速出动到达现场,并把事故在初起阶段消除。

(3) 发生大型事故时,能引导和配合专业救护队的行动。辅助救护队是专业救护队的后备力量,对辅助救护队的建设和管理不能忽视。

6. 劳动工资及财务计划

矿山救护队的基本工资及附加工资,应根据在职职工人数,作出全年劳动工资计划。

7. 设备维修计划

编制设备维修计划的目的是,使所有技术装备处于完好状态,充分发挥设备的效能,保证救护工作的顺利进行。在设备维修计划中,要规定设备维修种类,如(大修、中修、小修)工作量、备品备件的需要量及修理所需要的资金。

(四) 季度计划

季度计划是根据年度计划安排的,它比年度计划更具体、更详细。它是指一个季度的工作,也就是说该季度应完成的计划。

(五) 月计划 (月工作日程图表)

月计划就是根据季度计划, 做出“工作日程图表”。月计划把救护队日常工作具体到每天所做的工作中, 有条不紊地开展下去。“工作日程图表”对季度和年度计划的实施起到保证作用, 便于救护工作的组织领导和开展日常工作。

十、军事化管理

军事化矿山救护队主要体现出严谨、整齐、统一的精神面貌, 饱满的工作热情, 有条不紊的工作程序。

(一) 队旗

矿山救护队队旗是荣誉、勇敢、善战和光荣的象征, 救护指战员必须维护它的尊严。只能在重大节日、技术比武、隆重集会、游行等时使用。

(二) 队徽、队服

矿山救护队统一配发专职消防人员服装, 佩戴矿山救护标志的臂章。

(三) 队容、风纪、礼节

矿山救护队指战员必须严格遵守队容、风纪、礼节的规定, 要有理想、有道德、有文化、守纪律。

指战员在演习训练、处理事故时, 按规定穿战斗服。

1. 日常着装应遵守的规定

(1) 按规定佩戴帽徽、领章、肩章、臂章。

(2) 着装要戴队帽, 扣好领扣、衣扣、裤扣。不得挽袖、卷裤腿、披衣、敞怀、穿拖鞋。

(3) 便服和队服不得混穿, 内衣领不得高出外衣领 2mm, 内衣下边不得外露。

(4) 穿队服时不准围围脖, 戴口罩时不系在帽上或挂在胸前。

(5) 戴队帽要端正, 蓄发不得露在帽外, 不准留胡须。

(6) 女职工穿队服不准戴耳环、项链、领花、戒指等装饰品, 不准描眉、涂口红、染指甲等。

2. 特殊情况着装应遵守的规定

(1) 集体执行任务时, 队伍要整齐, 着装要统一, 口令要清楚、响亮。下级向上级报告和领取任务时要行举手礼。

(2) 指挥员在队列前发布命令或讲评时, 全队列人员要双目注视指挥员, 停止任何活动。

(3) 上级有关部门或行政领导来队检查工作时, 当班指挥员应下达停止操课的命令, 喊“立正”口令, 然后向上级领导行举手礼 (不戴队帽时行注目礼) 后, 再报告有关情况。

(4) 召开大会或上课操练时, 个人请示问题或发表意见, 应先举手报告, 取得指挥员同意后方可进行。

(5) 下级到上级办公室请示工作时, 首先敲门, 取得上级同意后方可进入。

(四) 日常工作管理

矿山救护队日常管理, 是对整个活动工作进行预测和计划、组织和指挥、监督和控

制、教育和鼓励、创新和改造,目的是把矿山救护队建设成一支思想革命化、行动军事化、管理科学化、装备系列化、技术现代化的特别能战斗的队伍。

1. 矿山救护队管理工作的基本资料

- (1) 各项工作、各种会议记录。
- (2) 矿区交通图和矿山救护队到达各矿(井)的距离和行车时间表。
- (3) 各矿井的灾害预防和处埋计划。
- (4) 各矿井的通风系统图。
- (5) 事故总结,技术资料、图纸等。

2. 矿山救护队的昼夜值班制度

战备值班以小队为单位,按照工作与学习日程表轮流担任值班、待机,中队以上指挥员及司机需轮流上岗值班,有事故时和小队一起出动。

值班、待机小队的技术装备,必须保证完好的战斗准备状态,整洁地放在值班、待机汽车上。听到事故警报,必须保证在规定时间内出动。

3. 救护队必须建立的制度

- (1) 值班工作制度。
- (2) 待机工作制度。
- (3) 交接班制度。
- (4) 技术装备检查维护保养制度。
- (5) 学习和训练制度。
- (6) 考勤制度。
- (7) 战后总结讲评制度。
- (8) 下井预防检查制度。
- (9) 内务卫生管理制度。
- (10) 材料装备库房管理制度。
- (11) 车辆管理制度。
- (12) 计划、财务管理制度。
- (13) 会议制度。
- (14) 评比检查制度。
- (15) 奖惩制度。

4. 救护队必须建立的记录簿

- (1) 矿山救护工作日志。
- (2) 技术装备检查维护登记簿。
- (3) 交接班登记簿。
- (4) 学习训练情况和考核登记簿。
- (5) 事故处理登记簿。
- (6) 预防检查登记簿。
- (7) 会议记录。
- (8) 材料消耗登记簿。
- (9) 好人好事登记簿。

(10) 安全技术工作登记簿。

5. 电话值班室的设备和图板

(1) 普通电话机。

(2) 专用录音电话机。

(3) 事故调度台。

(4) 矿井位置、交通显示图。

(5) 计时钟表。

(6) 紧急事故报警装置。

6. 计划管理的内容

根据本队实际情况,做到年有计划、季有安排、月有工作与学习日程表。

其主要内容为:①队伍建设;②教育与训练;③技术装备;④矿井预防检查;⑤内务;⑥战备;⑦劳动工作及财务;⑧设备维修。

7. 向上级报告的规定

(1) 年度计划、年工作总结、人员和装备情况报表,在规定时间内向上级部门提交书面材料。

(2) 每次事故处理后,要填写事故处理登记卡,写出事故处理报告,并在 15 天内报到上级部门。

(3) 矿山救护队发生自身伤亡事故后,要立即向上级部门报告,并呈交自身伤亡教训总结及有关图纸。

(4) 科研成果在实验成功后,要向上级报告情况。

复习思考题

1. 矿山救护队的主要任务是什么?
2. 矿山救护队的工作性质是什么?
3. 矿山救护队的工作原则是什么?
4. 救护队指战员的一般职责是什么?
5. 救护队员的职责是什么?
6. 救护通讯员的职责是什么?
7. 装备管理的具体任务是什么?
8. 军事化管理对日常着装应遵守哪些规定?
9. 电话值班室应装备哪些设备和图版?
10. 救护队必须建立哪些制度?
11. 你对矿山救护队的管理工作有何见解?
12. 谈谈你对全国煤矿救护技术竞赛的认识。

第十章 矿山救护技术装备

第一节 概 述

矿山救护技术装备,是指矿山救护队在处理灾害事故时使用的仪器和装备的总称。按照井下事故性质分类有:处理井下水、火、瓦斯、煤尘和顶板事故的装备;按照救护队伍管理层次分类有:个人装备、小队装备、中队装备和大队装备;按照使用功能分类有:个人防护装备、人员抢救装备、救灾通讯装备、环境参数检测装备、灭火装备、破拆、支护装备等;按照使用场所分类有:地面、井下、高空和水下装备。

1994年以来,国家开始引进了世界各国先进的救援装备。2003年国家矿山救援指挥中心成立后,整合了全国的矿山救护资源,建立14个国家级矿山救援基地。国家投入了大量的资金为国家级基地配备了先进的救援装备。但是,还有许多矿山救护队装备落后。

根据矿山救护工作的发展要求,矿山救护装备应着重以下几方面的工作。

一、开发应急救援管理信息化技术系统

目前,应急救援管理信息系统已经逐渐开始应用。它对于提高应急救援管理水平、工作质量和工作效率,提高整体的决策水平将起到重要作用。其主要技术系统为:

- (1) 管理信息系统。
- (2) 救灾指挥系统。
- (3) 专业培训系统。
- (4) 仿真模拟训练系统等。

二、提高氧气呼吸器的安全性和舒适性

矿山救护队使用的氧气呼吸器,有负压氧气呼吸器和正压氧气呼吸器两大类。目前我国矿山救护队正在推广使用的正压氧气呼吸器共10种型号,应从以下几个方面对其进行改进:

- (1) 改进了呼吸器结构,增设降温装置降低吸气的温度,使呼吸器能更好地适应救护工作中人体生理要求;
- (2) 进一步降低二氧化碳含量及呼吸阻力,改进罐体结构和吸收剂,提高二氧化碳吸收率;
- (3) 增大气囊容量,使呼吸更加畅顺舒适,适应大劳动量的呼吸需要;
- (4) 推广使用大视野全面罩、防雾镜片、通话膜片、快速接头、快速背带扣等,使佩戴人员更好的了解周围环境情况、彼此联系,操作更加方便;
- (5) 提高呼吸器密封可靠性,防止高压系统漏气仍然是正压氧气呼吸器需要改进的

一个重要课题。因为氧气呼吸器是在环境危险、变化复杂的事故情况下使用的,如果密封可靠性不好,就可能造成高压氧气泄漏,使救护队员佩戴的呼吸器达不到工作要求。负压氧气呼吸器遇到这种情况时,可以通过更换全面罩呼吸器和自救器的措施解决,但是对于正压氧气呼吸器这样做是非常危险的。因此,要提高呼吸器的可靠性,确保矿山救护队员的自身安全。

三、推广使用煤矿搜救机器人

所谓煤矿搜救机器人,就是在矿井发生灾害事故时,可以承载多种传感、探测、救援设备(甚至人所不能携带的设备),代替救护队员进入危险区域勘察的一种多功能的智能救护装备。此时,搜救队员则停留在安全地域,在人的控制下,煤矿搜救机器人依靠其移动能力、感知能力、作业能力完成搜救探测,是人的能力在危险场合的延伸和实现。无论是在矿难发生后,还是在开采过程中,煤矿救援探测机器人在减少人员伤亡和财产损失方面的独特优势是毋庸置疑的。其典型应用包括:

(1) 由于矿难原因和矿难现场情况不明,救援人员在抢救中遇难的情况时有发生,探知事故现场情况是展开救援的先决条件。在救援前,搜救机器人探入矿井探测矿难人员位置和矿难现场情况,并及时将信息传给救援指挥部,为救援决策提供科学依据,以便快速、准确地制定救援方案,确保救援人员安全的前提下实施高效率救援,最大限度地减少人员和财产损失。

(2) 在煤矿开采过程中,特别是对高含硫矿层的开采,出现“火点”的巷道会产生大量的一氧化碳等有害气体,为了保证安全需要对其进行封闭。在重新开采前若派人员进行封闭巷道检测是非常危险的,搜救机器人可以代替人进行现场检测。

(3) 定期进入长期停用的封闭巷道,进行情况观察,对可能发生的瓦斯泄漏、透水等险情进行监视,防止矿难的发生。

(4) 在矿难救援过程中,由于塌方等原因导致救援人员无法通过的地段,可利用搜救机器人先行通过,进行危险度检测(有害气体浓度、温度、水深)、搜索生还者、运送救生设备(防毒面具、氧气、水、食物等)。

(5) 配置作业工具、完成辅助救援作业。

四、开发矿山应急救援视频通讯系统

应急救援视频通讯系统可进行视频、语音的双向传输,能保证救援现场与后方指挥中心实时的进行音、视频交流。该系统能够全天候使用,不受地域、自然环境以及灾害影响,使事故现场人员能够快速建立与外界的通信联系。应急救援视频通讯系统主要由6部分组成:①卫星室外单元;②卫星室内单元;③音、视频信号处理;④计算机局域网;⑤系统外围设备;⑥移动机箱。

五、开发使用灾区环境气体快速检测分析装备

当煤矿井下发生火灾和瓦斯爆炸事故后,不仅破坏井下的设施和巷道,而且使灾区产生大量有毒有害气体。此时,只有依靠矿山救护队员佩戴氧气呼吸器进入灾区进行侦察,取得灾区内的第一手资料,矿井指挥部才能制定科学的救灾方案。在灾区侦查时,对矿山

救护队员最大的威胁就是瓦斯爆炸。因此,灾区环境气体检测分析技术的研究和先进产品的开发应用,保证救护队员的安全救灾,是应急救援的一个非常重要课题。目前我国矿山救护队使用的灾区气体检测仪器有:①手动检测仪器;②便携式自动检测仪;③便携式煤矿气体可燃性测仪;④气相色谱检测仪。

气相色谱检测仪有化验室和车载两种类型。它主要是运用现代气相色谱技术,可以一次分析 N_2 、 O_2 、 H_2 、 CH_4 、 CO 、 CO_2 、 C_2H_2 、 C_2H_4 、 C_2H_6 等气体。其检测量程大,精度高。在检测完成后,它根据爆炸三角形理论技术数据处理系统,自动绘制爆炸三角形图并标注出检测气样所处危险程度,直观地为救灾指挥部提供指挥救灾的科学依据。

第二节 矿山救护个人防护装备

矿山救护个人防护装备主要是指氧气呼吸器。氧气呼吸器主要用于矿山救护队员在从事救护工作时对其呼吸器官的保护,使之免受有毒、有害气体的伤害,也可用于石油、化工、冶金地下工程等受过专门训练的人员在处理事故中使用。

目前我国矿山救护队使用的氧气呼吸器,以大气压力为基准划分,有负压氧气呼吸器和正压氧气呼吸器两大类。

一、负压氧气呼吸器

目前我国矿山救护队使用的负压氧气呼吸器按使用用途分类为:救护工作型、抢救型和逃生型3种。其中救护工作型有AHG-4型、AHG-4A型和AHY-6型3种型号的氧气呼吸器;抢救型有AHG-2型、AHG-1型两种型号的氧气呼吸器;逃生型有过滤式自救器、化学氧自救器和压缩氧自救器3种。

(一) 工作型负压氧气呼吸器

工作型负压氧气呼吸器是隔绝式压缩氧气呼吸器,额定工作时间4h。《煤矿安全规程》规定,工作型氧气呼吸器是救护队员最重要的个人装备,必须保证每人一台。下面以AHG-4型和AHY-6型氧气呼吸器为例介绍工作型负压氧气呼吸器的结构和工作原理。

1. AHG-4型氧气呼吸器

1) AHG-4型氧气呼吸器技术特征

| | |
|------------------------|-------------------|
| 使用时间 | 4h |
| 氧气瓶压力为20MPa下的贮氧量 | 400L |
| 定量供氧量 | 0.3~1.1L/min |
| 自动补给流量 | >60L/min |
| 自动补给压力 | -150~-250Pa |
| 自动排气压力 | +200~+300Pa |
| 手动补给流量(当氧气瓶内压力为20MPa时) | >90L/min |
| 重量(不包括吸收剂和氧气) | <10kg |
| 重量(包括吸收剂和氧气) | 约12.5kg |
| 外形尺寸 | 415mm×385mm×195mm |

2) AHG-4型氧气呼吸器构造(图10-1)

AHG-4型氧气呼吸器的主要部件分为以下几部分:①空气分配系统(低压部分),包

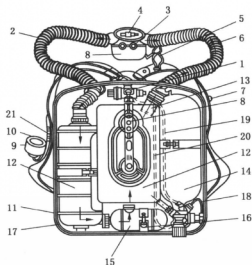


图 10-1 AHG-4 型氧气呼吸器结构图

- 1—减压器；2—呼气软管；3—唾液盒；4—口具；5—鼻夹；6—吸气软管；7—哨子
8—排气阀；9—压力表；10—呼气阀；11—气囊；12—清净罐；13—吸气阀；14—氧气瓶
15—水分吸收器；16—分路器；17—外壳下壳；18—氧气瓶高压导管；19—减压器高压
导管；20—压力表高压导管；21—压力表螺旋高压导管

括口具组、呼吸软管组、呼气阀组、吸气阀组、水分吸收器组、气囊、排气阀组等；②氧气分配系统（高压部分），包括氧气瓶、连氧气瓶导管组、分路器、连减压器导管、减压器、连压力表导管、压力表接头导管、氧气压力表；③清净罐；④外壳及辅助装置，包括口具塞、鼻夹、防烟眼镜、腰带、背带、A 型背垫、哨子、工具等。

3) AHG-4 型氧气呼吸器主要部件的作用及构造

(1) 氧气瓶，主要用于贮存氧气。

(2) 氧气分路器。是将氧气分别送到减压器和压力表的装置，必要时也可使用手动补给器直接向气囊供氧。当高压管路发生故障，用手轮开关关闭氧气。

(3) 减压器。由减压器和自动补给两部分组成。高压氧气降到 $0.25 \sim 0.30 \text{ MPa}$ 后，通过定量孔进入气囊。

自动补给部分的作用是：当定量孔向气囊供氧不足时，通过它可从减压器的腔室内自动向气囊供氧。

(4) 口具盒及呼吸软管。口具盒为一金属盒，有 3 个接头管，两侧连接呼吸软管，中间为椭圆形，上接口具。整个口具盒紧托在腭前，并用小皮带系在颈上。使用时，用鼻夹夹住鼻子，并且放在口内进行呼吸。

(5) 呼气阀及吸气阀，均为单向导气阀门。

(6) 水分吸收器。是连接在清净罐与气囊之间的扁圆形金属盒，主要作用是吸收水分。

(7) 气囊。它是用来贮存氧气。进入气囊的氧气主要途径有定量孔、自动补气阀、手动补气阀和清净罐。

(8) 自动排气阀。当减压器供给气囊的氧气超过需要量时，由排气阀自动排出。它具有单向导气功能，外界空气不会进入气囊。

(9) 清净罐。罐内装入氢氧化钙，用以吸收人体呼出的 CO_2 。

4) AHG-4 型氧气呼吸器的工作原理

AHG-4 型氧气呼吸器工作原理，如图 10-2 所示。打开氧气瓶开关后，高压氧由氧气瓶内经连接氧气瓶导管进入分路器，气流分为三路：一路经由连压力表导管、压力表接头导管至氧气压力表，指示出氧气瓶内压力；一路经由手动补给阀至气囊，按下手动补气阀按钮时，可直接向气囊内供氧，松开按钮时，则供氧停止；一路经由减压器导管至减压器

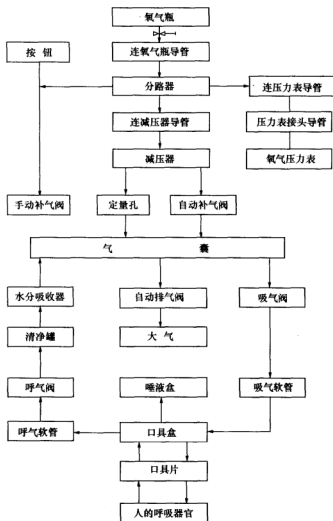


图 10-2 AHG-4 型氧气呼吸器工作原理

器,再经定量孔向气囊正常不间断地供氧。当氧气不足时还可经自动补气阀向气囊供氧。佩用人员呼出的气体经口具盒、呼气软管、呼气阀而进入清净罐。因罐内装有 CO_2 吸收剂,吸收了呼出气体中的 CO_2 ,其他残留气体经水分吸收器吸收水分后而进入气囊,与氧气混合后组成含氧空气。当吸气时,含氧空气经吸气阀、吸气软管、口具盒而被吸入肺部,完成了整个呼吸循环。由于呼气阀和吸气阀是单方向开启的阀门,因此整个呼吸循环中的气流方向始终是沿着一个方向前进。

从图 10-2 可以看出,氧气送入气囊有 3 条途径:通过定量孔以 $1.2 \pm 0.1 \text{ L/min}$ 的流量供氧;通过自动补气阀以 $50 \sim 60 \text{ L/min}$ 的流量供氧;通过手动补气阀以 $50 \sim 100 \text{ L/min}$ 的流量供氧;从而保证使用者的安全。

2. AHY-6 型负压氧气呼吸器

AHY-6 型负压氧气呼吸器是我国矿山救护队使用的第二代个人防护仪器。它是 20 世纪 80 年代中期从前苏联引进的 P30 型氧气呼吸器的基础上,经过我国科研人员研究、技术改造后生产的氧气呼吸器。

1) AHY-6 型负压氧气呼吸器适用条件

- (1) AHY-6 型负压氧气呼吸器的用途与 AHG-4A 型负压氧气呼吸器相同。
- (2) AHY-6 型呼吸器在下列气体浓度的大气中,保证矿山救护队员的正常工作(不论这些气体是单独或组合存在): CO —10% 以下; SO_2 —2% 以下; H_2S —1% 以下; NO_2 —1% 以下; CO_2 —100% 以下; CH_4 —100%; O_2 —21% 以下;以及煤(岩)尘 7 g/m^3 以下。
- (3) AHY-6 型呼吸器可配用带 M8 螺纹的氧气呼吸器面罩。
- (4) AHY-6 型呼吸器可在气温 $-20 \sim 60^\circ\text{C}$,相对湿度 100% 以下,大气压力 $70 \sim 125 \text{ kPa}$ 条件下正常工作。

2) AHY-6 型氧气呼吸器主要技术参数

AHY-6 型氧气呼吸器主要技术参数如下:

- (1) 额定防护使用时间。在环境温度为 $(25 \pm 1)^\circ\text{C}$,大气压力为 $(100 \pm 2) \text{ kPa}$ 条件下,做中等劳动强度工作时,防护作用时间不少于 4h。
- (2) 氧气瓶最高工作压力为 20 MPa 。
- (3) 氧气储量。在瓶内压力为 20 MPa 时,氧气储量不少于 400 L 。
- (4) 二氧化碳吸收剂 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 。二氧化碳吸收剂不少于 2 kg 。
- (5) 呼吸器系统的供氧量。
 - ① 定量供氧量: $1.4 \pm 0.1 \text{ L/min}$;
 - ② 气囊(自助肺)、自动肺供氧量:当瓶压为 $20 \sim 18 \text{ MPa}$ 时,不少于 100 L/min ;
 - ③ 手动补给供氧量:当瓶压为 3 MPa 时,在 $150 \sim 56 \text{ L/min}$ 范围内。
- (6) 气囊自动阀开启压力:从呼吸器系统中吸入的氧量为 10 L/min 时,为 $(-196 \pm 98) \text{ Pa}$ 。
- (7) 排气阀开启压力:在 $(196 \pm 98) \text{ Pa}$ 范围内。
- (8) 气囊有效容积不小于 4.5 L 。
- (9) 质量。
 - ① 不计氧气、 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 吸收剂、冷却元件和冷却器盖时,不大于 8.5 kg ;
 - ② 装备状态下未放入冷却元件和冷却器盖时,呼吸器质量不大于 11 kg ;

③装备状态下装入冷却元件和冷却器盖时,呼吸器质量不大于 11.8kg。

上述气体体积是在温度 20℃、压力为 101.3kPa 条件下确定的。

3) AHY-6 型负压氧气呼吸器的结构 (图 10-3)

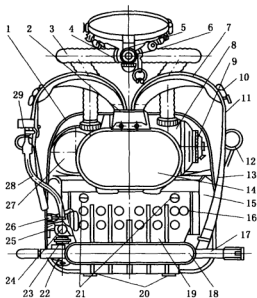


图 10-3 AHY-6 负压呼吸器结构图

- 1—外壳；2—带扣；3—呼吸软管；4—连接盘；5—呼吸阀；6—连接螺杆；7—皮革肩带；
8—清净罐；9—排气阀；10—环圈；11—信号哨子；12—拉环；13—端肩带；14—减震垫；15—框架；
16—气囊；17—腰带；18—氧气瓶；19—护板；20—卡钩；21—弹簧锁；22—氧气瓶开关；
23—带肩螺母；24—手动补给阀；25—压力表开关；26—氧气分配器；27—冷却器；
28—毛细管；29—压力表

工作时,呼吸器佩戴在人体的背部,呼吸器的循环系统和供氧系统的主要部件均放在坚固的外壳内,各种部件均从人体背部另一面装入外壳。

呼吸器外壳被框架分成 3 个间格,框架铆接于外壳体上,从而提高了外壳的坚固性。在上部间格内布置有带排气阀的清净罐和冷却器;在中部间格内布置有气囊和氧气分配器;在下部间格内布置有带开关的氧气瓶,借助带肩螺母与氧气瓶开关相连接的氧气分配器;手动补给阀和压力表的开关也位于这间格区域内。在外壳表面有,带连接毛细管的压力表,带连接盒的呼吸软管以及利用连接螺杆连到盒上的颜面部件(口具)。图 10-3 所示为装备口具(鼻夹、护套和头带)的 AHY-6 型负压氧气呼吸器。

外壳上的下部及中间间格用护板封盖,护板上开有通风孔,并由 2 个卡钩和 2 个弹簧锁固定于外壳上,在护板上放置腰带减震垫(椭圆形垫)与护板连接,另以其金属基面支撑到外壳的上框上,外壳的上部间格装有清净罐和冷却器,它在人体背部方向通风良好,这就保证了上述部件具有较好的散热条件。

呼吸器背挂系统由2个带减震垫的皮革肩带和2个由涤纶布制成的端肩带构成。涤纶带的端部带有拉环,它附有按人体身高调整后使背带定位的自锁式环圈。肩带上面一端固定于减震垫的基部,而套在肩带上的带扣,则借助弹簧锁固定于呼吸器外壳上部。带压力表的毛细管的外端,固定于右面的端肩带上,信号哨子则固定在左面的端肩带上。在肩带上各打出4个小孔,孔径6mm,用于按身高胖瘦调整皮带长度和将压力表置于佩戴者视野之内。

使用新的呼吸器时,必须调整肩带到适合身高的长度。为此,先用螺母将其一端固定于减震垫的基部,按肩带所需的长度,在4个孔眼中选出一个。此时,固定压力表用的带扣位于右面端肩带上,位置应适当。压力表的刻度应在视野之内,而且毛细管不应严重弯曲。呼吸器在人体背部上的位置通过两端肩带加以调整(方法是拉紧或放松),皮带位置由自张紧环圈定位。

呼吸器采用头带时,利用头带上的两个点把口具固定住。需按照头的尺寸轮廓和形状来调节4根头带的长度,以使口具片能在口中可靠的定位。在摘下或戴上呼吸器时,不应破坏已调节好的头带长度,只需利用两个小皮带的卡钩即可套上和取下头带。

4) AHY-6型负压氧气呼吸器工作原理(图10-4)

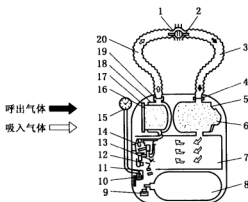


图10-4 AHY-6型负压氧气呼吸器工作原理图

- 1—呼气软管；2—排唾液泵；3—呼气软管；4—呼气阀；5—清净罐；6—排气阀；7—气囊；
8—氧气瓶；9—氧气瓶开关；10—压力表开关；11—压力表毛细管；12—手动补气阀；13—减压器；
14—自动肺；15—压力表；16—密封盖；17—冷却元件；18—冷却器；19—吸气阀；20—吸气软管

AHY-6型负压呼吸器按如下工作方式工作。人体呼出的空气约含4%的 CO_2 ,经颜面部分连接盒→呼气阀→清净罐进入到气囊。空气在流经装有 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 吸收剂的清净罐时 CO_2 被吸收。吸气时,空气从气囊出来,经过冷却器→吸气阀→吸气软管→连接盒和颜面部分进入人的肺部。呼吸时,借助呼吸阀使气体总是沿着闭合回路的同一方向流动,流动方向如图10-4上的箭头所示。

周围介质在常温条件下(26°C 以下)工作时,冷却器中可不放冷却元件、不需要密封盖,冷却元件保存在保温箱内。由气囊吸入的空气流经冷却器和吸气软管时,通过这些

部件的壁面向大气中散热而使吸入空气冷却。当在外界温度高的条件下作业时（高于26℃），需要往冷却器内放冷却元件，以保证吸入空气更充分地冷却。

O₂由氧气瓶中出来经过开关，通过氧气分配器的装置——减压器、自动肺和手动补给阀，进入冷却器和气囊。为了在完成不同强度工作时，能自动地保证人体呼吸时所需的氧气量，防止呼吸器系统中积存N₂，采用了联合供氧（通过减压器和定量孔 $1.4 \pm 0.1 \text{ L/min}$ 定量供氧、通过自动肺由减压器周期性供氧）。定量供氧能够完成人员中等强度的呼吸用；而在从事更为繁重的工作时，在吸气末期，通过自动肺将会以短脉冲形式向呼吸器系统进行补充供氧。此外，在呼吸器中还有第三条供氧的渠道，按手动补给阀按钮进行供氧，这种供氧方式，在减压器、自动肺失灵或需要用氧气来吹洗呼吸器系统中氮气时采用。

在使用中，当供氧量大于人体需要时，排气阀的阀门便自动开启，将多余的气体排入大气中。

排唾泵供排出连接盒中积存的由口具流下来的唾液、冷凝水和从面具流下来的汗水使用。用手指按压半球形胶球可使唾泵动作。

氧气瓶内的氧气压力由压力表指示，连接压力表与氧气分配器的毛细管如有损坏或密封性不好，可利用压力表开关使压力表与氧气分配器隔断以防止氧气外漏。

（二）抢救型负压氧气呼吸器

所谓抢救型负压氧气呼吸器就是全面罩式的呼吸装置。其主要用途是：当矿井发生事故，矿山救护小队进入事故矿井的灾区进行侦察，发现遇险人员时，对其呼吸系统保护的装备。此外，当矿山救护队需要在狭窄巷道中进行救护工作时，救护队员应佩戴它去完成。

AHG-2型负压氧气呼吸器的有效使用时间为2h，AHG-1型负压氧气呼吸器的有效使用时间为1h。下面主要以AHG-2型负压氧气呼吸器为例介绍抢救型负压氧气呼吸器结构和工作原理。

1. 结构

AHG-2型负压氧气呼吸器的结构如图10-5所示。主要包括氧气瓶、清净罐、减压器、自动排气阀等部分。

（1）氧气瓶。氧气瓶用来储藏氧气，容积为1L，工作压力20MPa。

（2）清净罐。清净罐内装氢氧化钙吸收剂，用以吸收从人体呼出的CO₂。清净罐可装吸收剂1.1kg。

（3）减压器。减压器的作用是把高压降至300~350kPa，使氧气通过定量孔不断送至气囊中，在氧气压力由20MPa降至2MPa时，可靠供氧量应保持1.1~1.3L/min范围内；另一作用是当定量孔的供氧量不能满足使用时，从减压器腔室可以自动向气囊送气。

（4）自动排气阀。自动排气阀是减压器供给气囊的气量超过了工作人员的需要时，或者需要排出积聚在整个系统内废气的一种排气装置。

2. 工作原理

2h氧气呼吸器是利用压缩氧气的隔绝再生式氧气呼吸器，工作人员从肺部呼出的气体，经面具、呼气阀进入清净罐。清净罐内装二氧化碳吸收剂，可吸收呼出气体中的CO₂，其中残留气体进入气囊。另外，氧气瓶中贮存的氧气经高压管、减压器到气囊中，与从清净罐出来的残留气体相混合组成含氧空气。当工作人员吸气时，适量的含氧空气由气囊经吸气阀、吸气软管、面具而被吸入人的肺部，完成了整个呼吸循环。在这样一个循环过

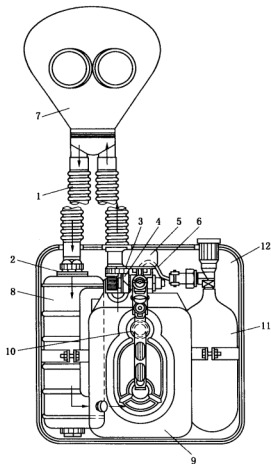


图 10-5 AHG-2 型氧气呼吸器结构

1—呼吸软管；2—呼气阀；3—吸气阀；4—减压器；5—压力表；6—高压管；7—面具；
8—清净罐；9—气囊；10—排气阀；11—氧气瓶；12—外壳

程中，由于呼气阀和吸气阀是单方向开启的一种活门，因此整个气流方向始终是沿着一个方向流动。

2h 氧气呼吸器具有定量供氧、自动补给供氧和手动补给供氧三种供氧方式。

(1) 定量供氧。高压氧气通过减压器压力被减小，在减压室内压力保持在 $0.25 \sim 0.30\text{MPa}$ 范围内，然后经过定量孔以 $1.1 \sim 1.3\text{L/min}$ 的流量进入气囊，这足以供给工作人员在普通劳动强度下呼吸用。

(2) 自动补给供氧。当劳动强度增加，佩戴氧气呼吸器的救护队员体力消耗增大时，其消耗的氧量也相应增加。这时，从定量孔进入气囊的氧气已不能满足救护队员呼吸使用，所以氧气呼吸器中的减压器的自动补给装置开始工作，使氧气以不低于 60L/min （氧气压力在 20MPa ，定量供氧相应为 1.3L/min ）的流量进入气囊补充氧气。当气囊充满能

够保证使用时, 氧气呼吸器的自动补给阀门将自动关闭。

(3) 手动补给供氧。在救护队员使用这种氧气呼吸器的过程中, 当呼吸气囊内废气积聚过多需要消除时, 可以使用手动补给供氧。氧气呼吸器手动补给供氧的机理: 它借用了自动补给器, 在杠杆中部安有一个按钮, 压按钮时自动补给阀门就开启, 放开按钮时氧气就停止进入气囊。

救护队员佩戴氧气呼吸器在不适于呼吸的灾区环境执行救灾任务或进行侦察时, 如果呼吸器的定量供氧发生了故障或定量供氧和自动补给供氧已不能满足救护队员的呼吸时, 必须使用手动补给供氧。当使用手动补给供氧系统才能保证救护队员呼吸时, 救护队长必须带领小队撤离灾区。

二、正压氧气呼吸器

所谓正压氧气呼吸器, 就是依靠其减压、供气特性使其呼吸系统内的气体压力始终高于外界工作空间大气压力的氧气呼吸器。

从目前国内外正压氧呼吸器的发展状态看, 根据其储气容器类型的不同分为呼吸舱式和气囊式两大类。下面分别介绍其适用范围、整机工作原理及结构。

(一) 呼吸舱式正压氧气呼吸器

呼吸舱式正压氧气呼吸器, 指在其呼吸系统内的储气容器为刚性体的正压氧气呼吸器。

我国最早使用的 BIOPAK240 型正压氧气呼吸器是 20 世纪 90 年代从美国引进并推广使用的呼吸舱式正压氧气呼吸器, 其他品牌是国内生产厂家在研究、借鉴 BIOPAK240 型正压氧气呼吸器的基础上制造的。下面以 BIOPAK240 型正压氧气呼吸器为例介绍呼吸舱式正压氧气呼吸器。

1. 正压氧气呼吸器适用范围

- (1) 无氧、缺氧或任何有毒气、烟气、蒸汽等污染的环境中。
- (2) 温度 $-20 \sim 60^{\circ}\text{C}$ 、相对湿度 $0 \sim 100\%$ 、大气压力 $70 \sim 125\text{kPa}$ 的大气环境。

2. 正压氧气呼吸器的特点

(1) 采用正压原理, 使呼吸系统 (包括面罩) 内的压力始终高于外界环境大气压力, 可有效阻止外界有毒有害气体进入呼吸系统。

(2) 安全保护系数大于 20000, 与负压式 (保护系数小于 10000) 呼吸器相比, 安全系数提高了一倍。

(3) 使用时不受环境大气成分限制。

(4) 宽视野全面罩, 镜片上设有防雾保明装置, 使用时不上雾气。

(5) 面罩内设有发话器。

(6) 有供气报警和余压报警装置。

(7) 使用时间长。中等劳动强度下, 可维持使用 5.5h。

(8) CO_2 吸收剂效率高, 呼吸器内的 CO_2 浓度很小, 呼吸的气体纯净。

(9) 背带柔软, 配重合理, 零部件设计结构紧凑, 整机重量合理分布在臀、腰、肩 3 部分, 佩戴舒适。

(10) 设有冷却剂滤毒罐, 采用“兰冰”做冷却剂, 吸气温度不超 35°C 。

- (11) 整机只有一个 O_2 瓶开关。更换 O_2 瓶不用扳手。
- (12) 各接头采用螺扣式或压扣式。连接方便、安全可靠。
- (13) 操作、维护、保养简单、方便。

3. 正压氧气呼吸器工作原理

打开氧气瓶，高压氧气通过减压阀将 20692.03kPa 的氧气压力减压为 1843.650kPa，然后通过供氧管流入流量限制器（定量孔），氧气以一定流量进入呼吸舱，通过吸收剂盒，再由呼吸腔的边缘进入下呼吸舱，通过连接管流入冷却罐，被冷却后的气体通过吸气软管进入面罩。呼气时，气体通过呼气软管进入呼吸舱，与定量孔供给的氧气混合后经过清净罐除去 CO_2 后，再由呼吸腔边缘进入下呼吸舱，形成封闭式的循环系统。

4. 正压氧气呼吸器结构及功能

1) 正压氧气呼吸器结构

BIOPAK240 型正压氧气呼吸器结构如图 10-6 所示。

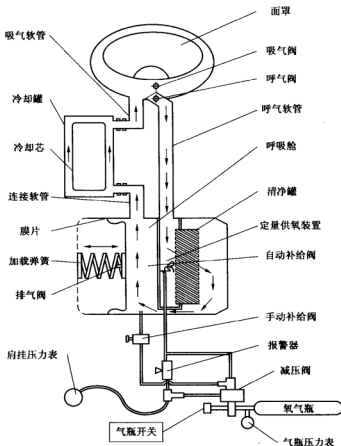


图 10-6 BIOPAK240 正压氧气呼吸器机构及工作原理示意图

2) 正压氧气呼吸器各部件功能

正压氧气呼吸器各部件功能如下:

(1) 氧气瓶。BIOPAK240 型压氧气呼吸器所用氧气由装在呼吸器底部的绿色复合材料气瓶(缠玻璃纤维的铝合金气瓶)供给,气瓶内装有 21MPa、浓度为 100% 医用级氧气 596L,氧气通过减压阀输出。

(2) 减压阀。氧气瓶阀门装在减压阀紧固器座内。出厂时调节好的减压阀可以把氧气瓶充气压力降至 1.7MPa。

(3) 手动补给。手动补给阀按钮是在应急情况下使用,当供气系统发生故障或者使用者感到呼吸气体不足时,可以按手动操作按钮,使氧气绕过定量供氧装置(定量孔)和自动补给阀,直接流入呼吸舱。

(4) 报警器。当氧气瓶内压力降到额定充气压力值的 25% (约 4~5MPa) 时,报警器以 92dB 的声响鸣响约 45~60s,当报警器鸣响时,提醒佩戴者本呼吸器最多还有 1h 的使用时间。

(5) 呼吸舱。呼吸舱为呼吸气体贮存容器,也是 BIOPAK240 型压氧气呼吸器的心脏,它由定量供氧装置,膜片、自动补给阀、排气阀和清净罐等组成。

(6) 定量供氧装置。氧气以 (1.78 ± 0.13) L/min 稳定流量从定量供氧装置流入呼吸舱,该流量补充人体做功消耗气量,1.78L/min 的供氧量为人体休息时耗氧量的 4~6 倍。

(7) 膜片。吸气和呼气所引起的呼吸舱容积的变化是通过挠性膜片的运动实现的,BIOPAK240 型正压氧气呼吸器膜片有 3 种主要功能:在重力劳动时自动开启自动补给阀;当呼吸舱内气体消耗减少时,为了防止呼吸循环系统过压,可以自动开启单向排气阀排气;膜片上的加载弹簧,保证整个呼吸循环系统在呼气、吸气过程中始终保持“正压”。

(8) 自动补给阀。在重力劳动强度下,当人体代谢耗氧量超过 1.78L/min 时,呼吸舱供氧不足,膜片被推到呼吸舱顶部,自动开启自动补给阀进行快速供氧,如果定量供氧孔被堵塞,它也可作为备用供氧的一种方式。

(9) 排气阀。轻体力劳动强度时,人体代谢耗氧量只有 0.75~1.00L/min,为防止产生过压,单向排气阀把多余的呼吸气体排掉。

(10) BIOPAK240 型压氧气呼吸器的呼吸循环系统是一个正压工作系统,可避免外界大气污染物渗透进入面罩被佩戴者吸入而中毒。

(11) 保护因数。测定面罩保护佩戴者的能力,被称为定量适配试验 BIOPAK240 型压氧气呼吸器的保护因数为 20000。

(12) 冷却罐。冷却罐冷却芯体镶嵌在罐内;冷却介质为无毒“兰冰”;在环境温度 24℃ 的条件下可用 4h,效果良好。

(13) 面罩。面罩有标准面罩和帘式面罩两种。面罩包括口鼻罩(又称阻水罩)和单向阀两部分,它能使面罩有害空间压缩到最小,这可防止浅呼吸时 CO₂ 的积聚。面罩配有发音膜,有助于通话。为获得保明片的最佳防雾性能,在使用保明片前,必须在内表面涂上一层防雾剂。

(14) 清净罐。呼出的气体经面罩、呼气软管进入清净罐,呼出气体中的 CO₂ 与清净罐中的 CO₂ 吸收剂反应除去 CO₂。

(二) 气囊式正压氧气呼吸器

气囊式正压氧气呼吸器,是指在其呼吸系统内的储气容器为可塑性材料正压氧气呼吸器。

我国最早使用的气囊式正压呼吸器是 BC4 型正压氧气呼吸器。它是 20 世纪 90 年代从德国引进的,其他品牌的正压氧气呼吸器是国内生产厂家在研究、借鉴 BC4 型正压氧气呼吸器的基础上制造的。下面以 BC4 型正压氧气呼吸器为例介绍气囊式正压氧气呼吸器。

1. 适用范围

BC4 型正压氧气呼吸器适用于环境温度为 $-6 \sim 40^{\circ}\text{C}$ 、大气压力为 $12.5 \sim 90.0\text{kPa}$ 、相对湿度为 $0 \sim 100\%$ 的环境中。

2. 产品主要特点

(1) 仪器使用过程中,整个呼吸系统的压力始终高于外界环境气体压力,能有效地防止外界环境中的有毒有害气体进入呼吸系统,保护佩戴人员的安全。

(2) 先进技术及新型材料的应用,使整机重量较轻(不大于 12.8kg)。

(3) 按人体工程学原理设计的背壳以及新型舒适的快速着装方式,使得整机重量合理分布在背部,佩戴更为舒适、方便。

(4) 气体降温器及低阻高效的 CO_2 清净罐,使得呼吸相当舒适。

(5) BC4 型正压氧气呼吸器整机结构简单,不需任何工具就可进行各部件的拆装,便于维护。

(6) 采用了世界上先进的“模拟窗”(monitron)电子报警、测试及压力显示系统,该系统具有如下功能。①图示、数字显示及声光报警;②高压及腔压气密性检测;③定量供氧量检测;④气瓶余压报警;⑤缺氧报警。

(7) 与环境直接接触的材料均采用高效阻燃材料,仪器能在火灾环境下使用。

(8) 仪器在短时,处于直立状态下进入到 1m 深的水中,可以正常使用。

3. 整机工作原理

整机工作原理框图如图 10-7 所示。使用时打开氧气瓶开关,高压氧气经减压后,以稳定流量进入面罩。供佩戴者呼吸使用。佩戴时通过面罩与头部的呼吸连接而与外界隔绝。呼气时,呼出的气体经呼吸接头内的呼气阀、呼气软管而进入装有 CO_2 吸收剂的清净罐内,呼出气体中的 CO_2 气体被吸收剂吸收后,其余气体进入气囊,气囊内的气体与减压定量供出的氧气在降温器的出口处混合。呼气时,由于吸气阀关闭,因此,呼出的气体只能进入装有 CO_2 吸收剂的清净罐内。吸气时,吸气阀开启,呼气阀关闭,气囊中的气体以及定量供给的氧气经降温器、吸气软管、吸气阀、面罩进入人体肺部,从而完成整个呼吸循环。

4. 结构和性能

1) BC4 型正压氧气呼吸器原理结构

BC4 型正压氧气呼吸器原理结构如图 10-8 所示。

2) 主要部件结构及性能

(1) 氧气瓶及瓶阀。氧气瓶是呼吸器的供氧源,其作用是贮存高压(20MPa)纯氧(98%),使用时拧开氧气瓶开关则高压氧气经减压后进入呼吸系统内。

(2) 减压器。减压器是由优质不锈钢材料制成,从气瓶输出的高压气体经过减压

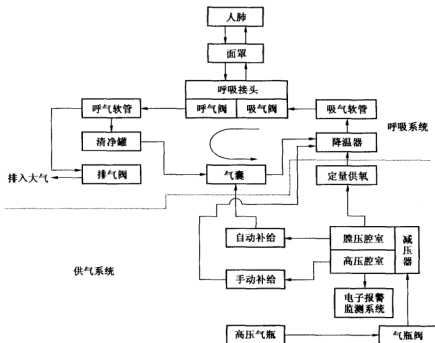


图 10-7 BG4 型正压氧气呼吸器供气系统和呼吸系统工作原理方框图

减压并稳定在需要的范围内。仪器的减压器已按技术标准调校好，不得随意变动。使用中若发现减压器有故障，只能整体换用，不许随意拆装。

(3) 清净罐。清净罐的作用是将人体呼出的有害气体（主要是 CO_2 ）经过吸收净化，又重新进入气囊，供人体使用。清净罐在使用前必须装满 CO_2 吸收剂，该吸收剂每次使用一次都应重新更换。

(4) 储气囊。储气囊由无毒、无异味的阻燃橡胶材料制成。它随着佩戴者呼吸情况而起伏收缩的缓冲气容装置，用来贮存被清净罐中化学吸收剂除去 CO_2 后的氧气和自动补给的氧气。此外，储气囊内壁还能吸附再生氧气中化学吸收剂悬浮微粒，收集部分冷凝水并起到收集水分的效果。储气囊内的压力值始终大于外界，即系统保持正压。系统正压是由气囊上的一对正压弹簧及正压板作用形成的，当储气囊内压力处于 $10 \sim 125 \text{ Pa}$ 时，在弹簧力的作用下，储气囊上的正压板在弹簧力的作用下就将自动补给阀打开，向储气囊内补气，使储气囊内始终保持正压。

(5) 排气阀。当气囊里有多余的气体时，排气阀就把它排放到大气中去，以减少系统的呼气阻力。

(6) 排水阀。仪器处于直立位置时，排水阀与气囊下部相连。作用是将积聚在气囊内的液体（冷凝水）排出。

(7) 降温器。降温器的作用是利用内部装得冷却剂将吸气温度降低，减轻高温气体对人体呼吸器官的危害，有利于提高工作效率。冷却剂为无毒性的冰。

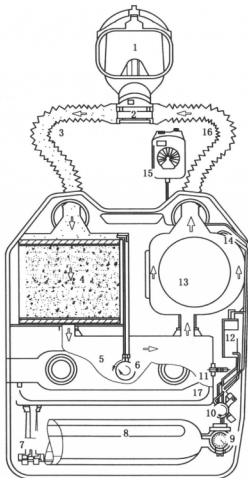


图 10-8 BC4 型氧气呼吸器原理结构

- 1—面罩；2—呼吸接头；3—呼吸软管；4—清净罐；5—气囊；6—排气阀；7—排水阀；8—氧气瓶；9—瓶阀；
10—减压器；11—自动补给阀；12—模拟窗主机；13—降温器；14—定量供氧；15—模拟窗显示器；
16—吸气软管；17—压力传感器

(8) 呼吸接头（快速接头）、呼吸软管。呼吸接头内安装有呼气阀、吸气阀，呼吸软管的一端分别与呼吸接头相连，吸气软管的另一端与降温器相连，呼气软管的另一端与清净罐相连。

(9) 面罩。呼吸面罩是夹面式、大眼窗、双层密封、带传声器的呼吸连接器件。它具有气密性好、眼窗大、视野宽阔、透明度高、性能可靠、使用方便等特点。

(10) “模拟窗”电子测试报警系统。这是 BC4 型压氧气呼吸器所采用的先进技术之一。“模拟窗”电子测试报警系统由传感器、主机、显示器组成。它可以连续测量氧气瓶中的压力，并将压力值显示在显示器上，检测 BC4 功能是否完好。当气瓶达到余压压力

或仪器发生故障时,发出报警信号。使用者可以根据报警信号的不同,判断仪器处于什么状况。

三、心肺复苏装备 ASZ-30 型自动苏生器

1. 用途及适用范围

ASZ-30 型自动苏生器是一种自动进行正负压人工呼吸的急救装置,它能把氧气自动输入到伤员的肺内,然后将肺内气体抽出,并连续工作,同时还附有单纯给氧和吸引装置,可供呼吸麻痹的伤员吸氧和吸除伤员呼吸道内的分泌物。

ASZ-30 型自动苏生器适用于抢救呼吸麻痹或呼吸抑制的伤员,如胸部外伤、一氧化碳(或其他有毒气体)中毒、自溢、溺水、触电等原因造成的呼吸抑制或窒息。

该仪器体积小、质量轻、操作简单、性能可靠、携带方便,特别适于煤矿救护队井下救抢险人员和医疗单位外出急救和护送伤员途中使用。

2. ASZ-30 型自动苏生器的结构(图 10-9)

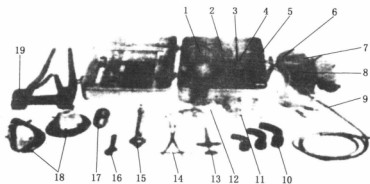


图 10-9 ASZ-30 型自动苏生器结构

- 1—氧气瓶; 2—引射器; 3—吸痰瓶; 4—减压器; 5—配气阀; 6—压力表; 7—储气囊;
8—校验囊; 9—吸引管; 10—口咽导管(压舌器); 11—自动肺; 12—呼吸阀; 13—开口器;
14—拉舌器; 15—高压导管; 16—小活扳手; 17—外源接头; 18—面罩; 19—头带

ASZ-30 型自动苏生器的工作原理。从氧气瓶出来的高压氧气通过接头进入高压管路,管路中的压力由压力表指示。高压氧气经减压器后即降到 0.5MPa,然后进入排气阀,阀上装有 3 个各自带有开关的端子。引射器连接在第一个端子上,供高速气流的引射作用,并产生 68kPa (500mmHg) 的真空度,通过吸引瓶可吸出伤员口中的堵塞物。中间的端子由胶管接到自动肺上。自动肺利用压缩氧气的能量通过内部的引射器而发挥作用,它在吸入空气以后,便将混合气体(压缩氧气与空气)压入伤员的肺部,在经过呼吸交替之后,引射器自动操作阀门将混合气体从肺部吸出。第三个端子是通过胶管接到自主呼吸阀和储气囊上面,这是当伤员已经有自主呼吸能力时输氧使用。

逆止阀的作用是控制仪器内的氧气瓶不向外漏气。换大氧气瓶时,仪器内的氧气瓶可保持苏生的连续性,因此在接好外面的瓶子时,就要迅速把仪器内的瓶子关闭,以保证苏

生工作正常进行。减压器内压力在 0.9MPa 时安全阀应保持气密, 不向外排气。减压器压力超过 0.9MPa 时, 安全阀门则立即开启, 向外排气。

3. ASZ-30 型自动苏生器的使用方法

苏生前应做的准备:

(1) 伤员的检查。苏生前, 先要进行初步检查, 以确定患者的性质, 特别是要注意有无出血, 窒息、呼吸停止, 心跳停止、中毒、创伤、骨折、脱位、烧伤等症状。然后进行急救处理, 首先是止血, 恢复呼吸和心跳, 再按患者的轻重程度进行苏生。

(2) 伤员的安置。将伤员置于新鲜空气地区, 解开衣服、裤带、适度覆盖, 保持温度, 肩部垫高 10~15cm, 头尽量后仰, 面部转向一侧, 以利呼吸道畅通 (图 10-10a)。对溺水者应先使伤员俯卧, 轻压背部, 让水从气管和胃中倾出 (图 10-10b)。



图 10-10 患者的安置

a—平卧; b—俯卧

(3) 清理口腔。将开口器由伤员嘴角处插入前臼齿间将口开启 (图 10-11a), 用夹舌钳拉出舌 (图 10-11b), 用医药纱布裹住食指清除口腔的分泌物和异物。



图 10-11 清理口腔

a—往口中插入开口器; b—用夹舌钳拉舌

(4) 清理喉腔。从鼻腔插入吸引管, 打开气路, 往复移动吸引管, 将污物、黏液、水等异物吸至吸引瓶 (图 10-12a), 如瓶内积污过多, 可拨开连接管, 半堵注射器喷孔 (注意, 全堵则吸引瓶易爆), 积污即可排除 (图 10-12b)。

(5) 插口咽导气管。应根据伤员的年龄的不同选择适当的口咽导气管插入, 拉出舌头以防止舌头后坠使呼吸道梗阻 (图 10-13), 插好后将舌头送回呼吸口内以防伤员痉挛咬伤舌头。



图 10-12 清理喉腔

a—往鼻腔插入吸引管；b—拔开连接管



图 10-13 插口咽导气管

在做好以上准备工作的同时，另一个救护者应迅速地做好如下工作：

- (1) 将导管分别与配气阀、自动阀接好。
- (2) 将面罩吹足气（以防漏气）接在自动肺上。
- (3) 用高压导管接好外接氧气瓶。

4. 苏生器的操作方法及注意事项

(1) 使患者的头偏向一侧。把气路打开，听到气流声音后，就将面罩紧压在伤员面部，自动肺便自动地交替进行充氧与抽气，自动肺上的标杆即有节律地上下跳动。

(2) 苏生前，为不让气体充入胃里，可用手指轻轻地压住伤员喉头中部的环状软骨，借以闭塞食道（图 10-14）防止导致苏生失败。如伤员胸部有明显起伏动作，此时可停止压喉，并用头带将面罩固定（图 10-15）。

(3) 在苏生时，每隔一些时间可移去自动肺，检查苏生是否有效，当伤员能自主呼吸时（脸色变红，瞳孔缩小），可取下自动肺。从口腔中取出口咽导管，将呼气阀与导气管、储气囊连接，打开气路，接在面罩上，调整气量进行继续供氧。



图 10-14 手压环状软骨



图 10-15 用头带固定面罩

(4) 当伤员出现自主呼吸时，自动肺出现瞬时紊乱动作，可将呼吸频率稍调慢，随着上述现象重复出现，呼吸频率可渐次减慢，直至 8 次/min 以下。自动肺仍出现无节律动作，则说明伤员的自主呼吸已基本恢复，便可改用氧吸入。

四、自救器

自救器也叫逃生型氧气呼吸器。它是一种轻便、体积小、供氧作用时间较短的救护仪

器,通常把它称为自救器。当煤矿井下发生事故时,矿工佩戴它可以通过充满有害气体的巷道,迅速离开灾区,进入安全地点。《煤矿安全规程》规定,入井人员必须随身携带自救器。

自救器按其原理可分为过滤式自救器和隔绝式自救器两种。隔绝式自救器有化学氧和压缩氧两种。

(一) AZL-60 型过滤式自救器

1. 适用条件

当煤矿井下发生火灾或瓦斯爆炸时,这种自救器主要用于防止事故现场和回风侧人员 CO 中毒。它适用于周围空气中 O_2 浓度不低于 18%、CO 浓度小于 1.5% 的条件。当环境温度在 50°C 以下时,使用时间可达 60min。

2. AZL-60 型过滤式自救器的外形结构 (图 10-16)

过滤式自救器的工作原理是:自救器过滤药罐内装有 CO 氧化触媒剂,在常温下将有毒的 CO 气体通过触媒氧化为无毒的 CO_2 。为了排除氧化过程产生的部分热量,口具盒内设有降温网,它可以降低吸入口腔的空气温度。

(二) AZH-40 化学氧自救器

1. 结构及工作原理

AZH-40 型化学氧自救器的结构及工作原理如图 10-17 所示。

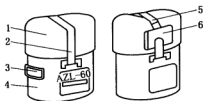


图 10-16 自救器外形图

- 1—上壳; 2—封口带;
3—号码牌; 4—下壳;
5—开启扳手; 6—腰带

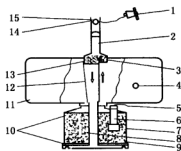


图 10-17 AZH-40 型化学氧自救器工作结构原理图

- 1—鼻夹; 2—呼吸软管; 3—吸气阀; 4—排气阀;
5—拉绳; 6—启动装置; 7—药罐体; 8—呼气软管;
9—散热片; 10—上下隔板; 11—气囊; 12—呼气软管;
13—吸气阀; 14—口具; 15—口具塞

化学氧自救器呼吸气路为循环式闭路呼吸系统。所谓循环式闭路系统指呼出气体进入生氧药罐,药罐产生的氧气进入气囊贮存起来,吸气时直接吸入气囊中的氧气。气流在呼吸系统中绕行一周,与外界空气完全隔绝,所以这种自救器也叫隔离式自救器。

人佩戴上自救器后,呼吸时气体经口具、呼吸软管、呼气阀、呼气软管、呼气导管进入药罐,呼出气中的水汽、 CO_2 与药罐体内的生氧剂作用产生大量 O_2 进入气囊储存起来。吸气时,吸气阀打开,气囊中的 O_2 经吸气阀、呼吸软管、口具进入肺部,完成整个呼吸循环。

当生氧剂产生的氧气超出人体的耗氧量时,进入气囊的氧气越积越多,逐渐膨胀,内压逐渐增大,达到规定内压时,气囊内侧的尼龙绳(图10-18中未出现)便拉开排气阀门,排出多余的气体,保证呼吸正常进行。由于多余气体被排出,气囊内压减小,排气阀门自动关闭,避免浪费氧气,保证使用时间。

2. 主要技术参数

AZH-40型化学氧自救器主要技术参数:中等体力劳动下使用时间不少于40min;静坐时间不少于120min;在使用时间内, CO_2 吸气浓度不超过2%、 O_2 浓度不低于17%;吸气温度低于50℃;外形尺寸167mm×95mm×190mm;质量为2.3kg。

(三) AYG-60型压缩氧自救器

1. 结构及工作原理

自救器由高压供氧系统和低压呼吸系统构成。上述系统分别按相应的位置安装在铝质外壳之中,避免煤尘、腐蚀性气体污染,AYG-60型压缩氧自救器工作原理方框图如图10-18所示。

(1) 高压供氧系统。高压供氧系统由储存 O_2 气瓶和将高压 O_2 减压并按规定值输出的调节器组成。

氧气瓶的工作压力为19.61MPa,气瓶开关用来控制 O_2 的输出和存入。在开关上装有压力表,直接指示瓶内 O_2 压力变化情况,与开关是否开启无关。压力表正常情况下(3个月时间内)应指示在19.61~15.00MPa范围内。当指示值低于15.00MPa

时,应对氧气进行补充,氧气纯度不低于98%,补充后的压力指示值不低于19.61MPa,应注意将开关紧闭,以免造成漏气。调节器的主要功能是将高压氧气减压后按1.4~1.6L/min的流量输出,以满足中等劳动强度耗氧需要。在当氧气消耗大于上述流量,氧气袋内产生-196~-329Pa的压力时,仪器将实现自动补给供氧功能,补充耗氧量不足部分。调节器输出氧气一端直接与低压呼吸系统的氧气袋连接,将输出的氧气与氧气袋中的氧气混合。在调节器定量供氧出口上,通过一管路与清净罐相连,使供氧畅通。

(2) 低压呼吸系统。低压呼吸系统是由口具(或面罩)、呼吸导管、清净灌、氧气袋、排气阀构成。

呼出体外的气体,经口具(或面罩)、呼吸导管进入清净罐内,以吸收其中的 CO_2 气体。吸收后的气体进入氧气袋内,与调节器输出氧气混合。当吸气时,氧气袋内的氧气以高于21%的浓度沿原路返回进入人体。

口具(或面罩)、呼吸导管直接与清净罐上部连接,罐内有颗粒状 $\text{Ca}(\text{OH})_2$,两端用滤尘垫阻尘,并用金属孔板支承,弹簧压紧,下部直接与U型氧气袋连接。

排气阀装在清净罐下部,当氧气袋内压力达到196~329Pa时,排气阀开启自动排出多余的气体;低于上述压力值时,排气阀处于关闭状态,并保持气密。

2. 主要技术参数

使用时间(中等劳动强度)

60min

气瓶压力

19.61MPa

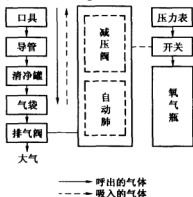


图10-18 AYG-60型压缩氧自救器
工作原理方框图

| | |
|---------------|-----------------------|
| 储氧量大于 | 140L |
| 定量供氧量 | 1.4 ~ 1.6L/min |
| 自动补给供氧量大于 | 90L/min |
| 自动补给供氧压力 | -196 ~ -392Pa |
| 自动排气压力 | +196 ~ +392Pa |
| 高压气密性 (3 个月内) | 不低于 15MPa |
| 重量 | 5kg |
| 外形尺寸 | 297mm × 212mm × 130mm |

第三节 救灾通讯装备

一、PXS-1 型声能电话机

1. 用途

PXS-1 型声能电话机 (俗称灾区电话) 是煤矿矿山救护队在抢险救灾中常用的通讯设备, 也可作为巷道和工作面之间日常移动便携式通讯设备。如果将 4~5 个电话机并联使用可起到电话网作用。

2. 结构

PXS-1 型声能电话机可有两种组合方式:

- (1) 手握式对手握式电话机由发话器、受话器、发电机组成。
- (2) 手握式和氧气呼吸器面罩式组成无源通话。

面罩中由发话器、受话器组成。通话时为便于多人收听可配备放大器、对讲放大器。分两种安装形式: 在抢险救灾时, 可选用发话器、受话器全部安装在面罩中, 放大器固定在腰间的安装形式, 如图 10-19 所示; 日常工作联络或指挥所用时, 可选用手握式电话机的安装形式, 如图 10-20 所示。

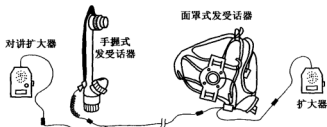


图 10-19 发受话器在面罩中的安装形式

3. 工作原理

PXS-1 型手握式声能电话, 由发话器、受话器组成。可配救护仪器面罩、放大器、对讲放大器。通话时, 发话器中与平衡电枢连接的金属膜片发出振动, 产生输出电压, 这

个信号在接话端的受话器中由模拟转能器转换成音频信号发出,同时音频信号进入放大器中放大,使周围人员也能听到声音。当 PXS-1 型声能电话组装成第二种安装方式时,还增加了呼叫系统(声频发电机),用手轻轻拨动时,可发出 0.6~1.50kHz 的调制信号,电压 1.5V 电流 0.5mA 音频信号。



图 10-20 手握式电话机的安装形式

4. 主要技术参数

PXS-1 型声能电话机主要技术参数见表 10-1。

表 10-1 PXS-1 型声能电话机主要技术参数

| | | | |
|--------|-------------------------------|--------------------|---------|
| 工作环境温度 | -10 ~ +70℃ | 有效通话距离 | 2 ~ 4km |
| 工作湿度 | 95% ± 3% | 对讲扩大器和手握式电话机最大传输距离 | 0.6m |
| 大气压力 | 0.8 ~ 11 × 10 ⁵ Pa | 扩大器至面罩最长传输距离 | 0.6m |

5. 使用方法和注意事项

使用方法:

(1) 将装有发话器和受话器的面罩戴在头上,将扩大器固定在腰间,面罩接插件插在输电线一端,面罩另一个接插件接在扩大器上,便可通话和接收。打开扩大器,外界人员都能听到。

(2) 如果使用手握式发话器呼叫对方时,用手轻轻转动声频发电机即可。

(3) 多个电话机可以平行连接在同一路线上使用。

注意事项:

(1) 话机引出线必须连接牢固,两线间不得有短路现象。

(2) 声频发电机出厂后已调整好,请勿随意拆卸。

(3) 扩大器在更换电池时,只能使用 6F22 型 9V 方块电池,不得随意更换使用其他型号的电池,以免影响本机寿命和本质安全性能,并接台数不应超过 6 台。

(4) 使用时,尽量避免用重物碰打或随意地抛。

(5) 话机不用时应妥善保存,严禁存放在有腐蚀性的气体场所或过湿地点。

(6) 检修时不得改变本产品电气元件规格、型号、电气参数。

二、井下救灾无线通讯系统

该救援通讯系统由一个设置在地面指挥部的远程控制装置，一个设置在井下的基站和若干个便携式无线手机组成。专门用于灾害事故情况下的救灾通讯。它可以由一个基站和若干个便携式无线手机组成井下无线通讯系统，帮助基地和进入灾区工作的救护小队建立有效的通讯联系；还可以与地面程控交换机相连，构成全矿井的救灾指挥通信系统。

(一) 系统组成及作用

1. 工作原理

(1) 该系统由一个基站，一个远程控制装置（RCU）和 3 个便携式无线手机，环形天线等组成（图 10-21）。

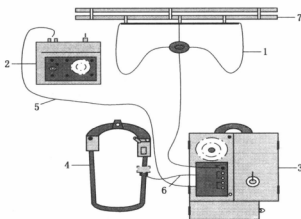


图 10-21 系统组成

1—环形天线；2—远程控制装置；3—基站；4—无线手机；5—电缆线；6—生命线；7—电缆或水管

(2) 当井下发生事故时，基站安装在使用便携式无线手机地点的就近安全位置。

(3) 远程控制装置安装在地面的操作室中（如调度室），并通过一对专用电线与基站连接。

(4) 建立与地面的连接后，便携式无线电接收器便可以开始移动工作。

2. 感应式无线电通讯原理

(1) 矿用无线电通讯系统通过电缆和管道的感应低频段（340kHz）工作，因为这一频段信号损失较少，且较为简单、成本低廉，该系统在需要无线电通讯的矿井巷道中使用。

(2) 通过基站的环形天线和手机的子弹带天线与管道和电缆结构的感应，无线电信号完成了在手机与基站之间的传递。

(3) 如果在没有管道或电缆的地方，便携式手机之间的通讯距离应在 50m 以内（以地面为例）。

(4) 而在巷道中（小直径），其通讯范围为 500 ~ 800m。

(5) 通讯范围的大小与以下情况有关: 巷道的尺寸; 管道、电缆、铁轨的铺设状况; 电噪声大小; 所有便携式无线手机与电缆/管道等的距离; 和管道、电缆的相对方位; 地层类型等。

(6) 以下条件具备时, 可达到最大通讯范围: ①子弹带天线 (bandolier) 与管道或电缆平行。②靠近管道和电缆。③天线平面对着管道或电缆。

(二) 设备部件及其作用

1. RB2000 基站

RB2000 基站为重量 9.58kg (含电池) 的不锈钢外壳。基站通常设在安全的新鲜空气的地方, 尽量靠近将要使用便携式无线手机的地方。操作时, 首先打开电池盒, 装好电池。然后按下“call”按钮, 将会听到声音发出。最后打开放置电话听筒的盒子, 并按下听筒上的 PTT 按钮, 此时通过麦克风讲话时会听到声音发出。当松开 PTT 按钮时会听到短促的清脆的短音。

2. BS2000 充电器

BS2000 充电器以 180mA 的电流和 7.4V 的最大电压给 6V/12Ah 的电池充电, 发光二极管指示灯可以显示电池充电状况。红灯为正在充电, 绿灯为充电完成。如果电池完全放电 (电压低于 5.5V), 充电时间需要 3d (注意: 不要等电池电压放电到 5V 以下之后再给电池充电, 因为对于铅酸电池来说就很难再充上电了)。

3. 环形天线构造

(1) 基站所置的 SC2070 环形天线是由 8m 的双同轴屏蔽电缆组成一个 $2 \times 2\text{m}$ 的环。

(2) 因为在所使用的频率下, 该环形天线呈电感性, 所以用一个串联电容来调谐, 环形天线阻抗的电阻分量通过一个小的铁氧体变压器被转换成 500hm 到电路的输入端。该调谐匹配电路已装于防水外壳内。

(3) 环形天线依靠管道或电缆安装, 在其底部有一个连接盒。它被固定于 (用塑料线卷或绳卷, 不能是电缆) 节点位置, 如果情况允许, 尽量装在中心位置。

(4) 按压基站中的手柄电话上的 PTT 按钮, 通过观测基站上的 RF (射频) 电流指示灯的颜色可以确定最佳调谐点 (环形天线中的最大射频电流)。

(5) 建立连接后, 按下基站手柄电话的 PTT 按钮, 监视基站上的调谐指示器。

(6) 提升环形天线的中心点 (在连接盒上), 直到调谐指示灯完全变红, 用绳索将天线在该位置固定。

4. 生命线

(1) 生命线由一条双芯软电缆组成。电缆的终端接在与便携式无线手机相连的生命线适配器上, 另一端接在基站上, 电缆长度一般不超过 1000m。

(2) 它的一个作用是使救护队员在充满烟雾的巷道中能顺利返回到基地。

(3) 生命线的一端与基站前面板的端子相连, 从而加强基站与救护队员之间两端的通讯。

(4) 生命线的另一端连接在与便携式无线手机天线 (bandolier) 相连的生命线适配器的端子上, 这样可以使生命线负载匹配, 使通讯效果达到最优。

(5) 但在大多数情况下, 不用生命线系统仍可正常工作。

5. 便携式无线电手机

重量 1200g。

6. 远程控制装置

远程控制装置不是本质安全型设备。在救援系统进行配置时,远程控制装置通过专线与 RB2000 救援基站连接并安装在控制室内。首先将主机的开关打开,然后将面板上的旋钮旋至 ON,此时远程控制装置就可以开始工作了。操作时,操作人员按住手柄电话上的 PTT 键呼叫基站,并通过麦克风交谈;用音量控制键调整音量的大小;用前面板底部的呼叫键用来引起井下救护人员的注意。

7. BC2000 充电器

BC2000 铅酸电池充电器不是本质安全型的,应在地面使用。该装置使用 110V 或 220V 电压(可通过 PCB 设置内部电压)。电池(在完全放电情况下)充电需 3 天时间。

(三) 系统测试

(1) 天线与生命线建立连接,并通过音频线延伸至地面与远程控制装置相连,此时线路可正常工作。

(2) 用一个便携式无线电手机,与基站之间进行通讯。通过远程控制装置与便携式手机进行联系。

(3) 为了测试便携式无线电手机是否能正常运作,可将该手机远离(天线、生命线、管道、电缆等)地下铺设结构与基站进行通讯。手机可以同样接收到来自其他手机的信号。

(四) 维护保养

(1) 设备要保持干净;

(2) 检查电池接触点是否完好,三个触点不丢失;

(3) 检查所有螺丝是否松动;

(4) 麦克风要保持清洁;

(5) 保持电池充电状态。

第四节 环境参数检测装备

一、光学瓦斯检定器

我国煤矿使用的光学瓦斯检定器型号很多,主要有抚顺安仪厂的 AQG-1 型,西安煤矿仪表厂的 GWJ-1 型以及日本的理研 18 型光学瓦斯检定器等。其原理和结构基本相同,测量甲烷浓度范围为 0~10%。

(一) 仪器的构造

AQG-1 型瓦斯鉴定器的构造如图 10-22 所示。

(1) 照明装置组。是仪器产生干涉条纹的光源部分,电源为一节电池。

(2) 聚光镜组。该镜用以聚集由光源发出的光,以增强亮度。

(3) 平面镜组。平面镜组是产生光干涉的重要部件。通过聚光镜的光线以 45°交角射向平面镜,光线经过此镜后分为两束,以便得到所需的干涉条纹宽度。

(4) 折光棱镜组。折光棱镜是产生光干涉的重要部件。它将光线进行两次 90° 反射后折回平面镜。

(5) 反射棱镜组。反射棱镜的作用是将光线作 90° 转向。在井下测定有害气体以前必须先调整好基数，在测量过程中，不得随意转动与调节螺杆连在一起的粗动手轮。

(6) 物镜组。其上的光屏是用以改善干涉条纹的清晰度。

(7) 测微组。当转动测微手轮时，产生光线的偏折，使干涉条纹移动。

(8) 目镜组。目镜组包括分划板和两个放大透镜。它利用旋转保护玻璃框来调节视度，使看到的条纹及刻度线性清晰明显。

(9) 吸收管组。因矿井的情况不同，测量二氧化碳和甲烷两种气体时，还应有一较长的附加吸收管，内装钠石灰，用以吸收二氧化碳。在仪器内的吸收管中，装有变色硅胶或氯化钙来吸收水蒸气。

(10) 气室组。气室是测定气体的主要部分，共分为 3 格，两侧的两格称为空气室，中间的一格称为瓦斯室。各室的两端上侧，有弯曲紫铜管用以连接橡胶皮管。对气室的要求是，空气和瓦斯室不漏气、不串气。

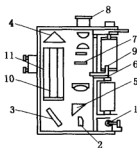


图 10-22 AQG-1 型瓦斯鉴定器构造示意图
1—照明装置组；2—聚光镜组；3—平面镜组；4—折光棱镜组；5—发射棱镜组；6—物镜组；7—测微组；8—目镜组；9—吸收管组；10—气室组；11—按钮组

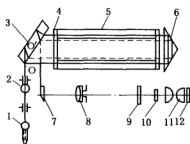


图 10-23 AQG-1 型瓦斯鉴定器光学系统图
1—光源；2—聚光镜；3—平面镜；4—平面玻璃；5—气室；6—折光棱镜；7—反射棱镜；8—物镜；9—测微玻璃；10—分划板；11—目镜；12—保护玻璃

(11) 按钮组。仪器上有两个按钮，上面一个用来控制测微读数部分的照明电路。

(二) 仪器原理

仪器的光学系统如图 10-23 所示，由光源 1 发出的光经过聚光镜 2 后到达平面镜 3，在 O 点分为两部分。一部分光束穿过气室 5 下侧空气室，由折光棱镜 6 将其折回，穿过上侧空气室后折射入平面镜 3，在其后表面又进行全反射，于 O' 点穿出平面镜。另一部分光束折射入平面镜后被后表面全反射，然后通过气室 5 的中央小室回到平面镜 3，于 O' 点经平面镜反射和上述部分光束一同进入望远镜系统。由于两部分光的光程不同，因而在望远镜系统中的物镜 8 的聚焦平面上产生了白光特有的干涉现象，通过目镜 11 可以看到有两条黑纹和若干彩色条纹组成的光谱。

光程 = 光线所通过的路程 × 光所通过的介质折射率。如果以气室 5 的各小室均充入同样的新鲜空气时产生的干涉条纹为基准，那么当在一支光路中改变气体的化学成分或温

度、压力等,则因折射率起了变化,光程和光程差也就随着变化,这时干涉条纹就会发生移动。根据条纹移动距离的大小,可测出被测气体——甲烷的浓度,甲烷的浓度与条纹移动距离成正比。

(三) 光学瓦斯检定器的使用方法

1. 使用前的准备工作

(1) 查药品是否失效:吸收管内的硅胶或氯化钙(CaCl_2)和钠石灰,如果变质或失效就会降低吸收能力。影响测定的准确性。药品颗粒的大小为3~5mm为宜,太小则粉末太多,容易进入气室,太大则药品不能充分发挥吸收能力。吸收管内的三块隔片就是为了气体和药品表面充分接触而设置的。

(2) 气密性检查:用左手堵住仪器的进气孔,右手捏挤吸气球,如果吸气球不膨胀还原,就证明仪器和吸气球都不漏气。

(3) 检查干涉条纹是否清晰:把电池装入仪器,按下按钮,由目镜观察,旋转保护玻璃框,调整视度达到数字最清晰,再看干涉条纹是否清晰。如不清晰,可将光源灯泡盖打开,稍微转动灯泡座,直到清晰为止。

(4) 清洗气室:使用前,必须用新鲜空气冲洗瓦斯室,但清晰地点与被测地区的温差不应超过 10°C 。因为不同温度的气体折射率是不同的。因此,对零地点和测量地点温度差太大,会引起测量误差;另外,这种仪器对温度的变化比较敏感,温度变化,会引起零位条纹移动(现场称为“跑正”或“跑负”)因此清洗气室一般在井底车场进行。

(5) 干涉条纹的零位调整,如上所述在新鲜风流中捏放吸气球5~6次,清洗气室后,首先按下按钮转动测微手轮,使刻度盘的零位与指标线重合。然后按下按钮,转动粗动手轮从目镜中观察,将干涉条纹中最黑的一条与分化板上的零位线对准,并记住所对的这条黑线。旋上护盖,此后护盖不得再旋动,以免零位变动。

2. 进行测定

1) 甲烷浓度的测定

测定时,将连接瓦斯入口的橡皮管伸至测定地点,然后慢慢握压吸气球5~6次。待测气体进入瓦斯室,由目镜中观察干涉条纹是否已移动,先读出干涉条纹在分划板上移动的条数,例如条纹移动到3%~4%之间。然后转动测微手轮,把对零位时所选的那条条纹移动到3%的刻度线上,然后按下按钮,读出刻度盘上的读数,如果在0.24%~0.26%之间,可读为0.25%。这时所测定的结果为 $3.00\% + 0.25\% = 3.25\%$ 。测定后,应把刻度盘退转到零位。

2) 二氧化碳浓度的测定

(1) 在 CO_2 含量大的矿井里(没有甲烷),用该仪器测定二氧化碳浓度时,吸收剂不用钠石灰,只用硅胶或氯化钙吸收水蒸气。其实际浓度应为所读得的数据乘以0.955。

(2) 在有甲烷的地方测定二氧化碳,或是在测定甲烷的同时又测定二氧化碳,就必须先测定 CH_4 和 CO_2 的混合含量(不用钠石灰吸收二氧化碳,只用硅胶或 CaCl_2 吸收水蒸气),然后再用钠石灰吸收二氧化碳来测定甲烷含量,把两次测得的结果相减,所得的差数乘以0.955,即得 CO_2 的实际浓度。例如,测得混合含量为4%,甲烷含量为3%,则二氧化碳含量= $(4\% - 3\%) \times 0.955 = 0.955\%$ 。

3) 测定中应注意的问题

(1) 测定中空气湿度过大。会使气室玻璃上产生雾气, 灰尘容易附在上面, 造成干涉条纹不清晰。因此, 必须用硅胶或氯化钙来吸收水汽。必要时, 可在仪器外再增加一支氯化钙吸收管。此外光源各部分的接触不良, 灯泡移动都会影响干涉条纹的清晰。

(2) 所测甲烷读数比实际含量偏高, 其原因可能是: 钠石灰失效或吸收能力降低, 把二氧化碳和甲烷的混合含量误认为甲烷含量, 有时药品的吸收能力很好, 但由于颗粒过大也会导致甲烷读数偏高。

如从含量高地点转到含量低的地点进行测定, 发生读数偏高。可能是吸气球或吸气球到气室之间漏气, 进气管路堵塞或被压。也就是前一地区进入仪器的气体不能被后一地区的气体完全置换。

所以每班都应检查仪器的进出气系统。

(3) 所测甲烷读数比实际含量偏低, 原因可能有以下几个: 第一, 气室上所装盘形管和橡皮堵头以及与空气室连接的各个接头, 有破裂漏气情况, 使空气室的空气不新鲜, 折射率增大, 而使瓦斯室和空气中的气体折射率的差降低, 故读数也随着降低。第二, 瓦斯的进出口和吸气球漏气, 接头不紧, 使吸气能力降低, 并在吸气时, 附近的气体渗入瓦斯室, 冲淡了要测定的气体, 结果读数偏低。第三, 在准备工作地点调整零位时, 空气不新鲜, 或空气室与瓦斯室之间相互串气。

(4) 空气中氧气含量的变化对甲烷测定的结果影响很大。当氧含量降低时, 读数产生正值偏差, 在严重缺氧的密闭火区中检测甲烷时, 往往测值偏高。

二、一氧化碳检定器

(一) 一氧化碳检定器的组成

CO 检定器是由检定管和吸气装置两部分组成。

1. 检定管

1) 结构

结构如图 10-24 所示。它是由外壳、堵塞物、保护胶、隔离层及指示胶等组成。保护胶的作用是除去对指示胶变色有干扰的气体。隔离层对指示胶起界限作用。

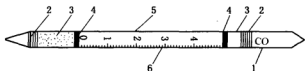


图 10-24 检定管

1—外壳；2—堵塞物；3—保护胶；4—隔离层；5—指示胶；6—被测气体浓度的刻度

2) 工作原理

当被测气体以一定的速度通过检定管时, 被测气体与指示胶发生有色反应, 根据指示胶变色度来确定浓度, 此种检定管称为比长式检定管。我国用于煤矿的检定管有一氧化碳 (CO)、二氧化碳 (CO₂)、硫化氢 (H₂S) 及二氧化氮 (NO₂) 等几个品种。

(1) 一氧化碳检定管是以活性硅胶为载体, 吸附化学试剂碘酸钾和发烟硫酸作为指示胶, 当含有一氧化碳的空气通过检定管时, 与指示胶反应, 在玻璃管壁形成一个棕色环, 随着气流通过, 棕色环向前移动, 而移动的距离与被测空气中一氧化碳含量成正比关系, 因此当检定管中通过定量空气后, 根据变色环移动的距离便可测得空气中一氧化碳浓度。

(2) 硫化氢检定管也是以活性硅胶为载体, 而它吸附的化学剂为醋酸铅, 当含有硫化氢的空气通过检定管时, 便与指示胶反应, 在玻璃壁形成一个褐色的变色柱, 变色柱的长度与空气中的硫化氢的含量成正比关系, 根据这一原理, 便可测得空气中 H_2S 的浓度。

(3) 二氧化碳检定管是以活性氧化铝为载体, 吸附带有变色指示剂的氢氧化钠作为指示胶。当含有二氧化碳的空气通过检定管时与活性氧化铝上所载的氢氧化钠反应, 由原来的蓝色变为白色, 白色色柱的长度与被测空气中二氧化碳含量成正比, 于是当检定管通过定量空气后, 根据白色色柱的长度可以直接从检定管刻度上读出二氧化碳的浓度。

另外, 79 型 NO_2 检定管的测量范围为 0.0001% ~ 15%, 采样量为 50mL。送气时间为 25s。74 型 O_2 检定管的测量范围为 1% ~ 21%, 采样量为 50mL, 送气时间为 100s, 使用温度在 15℃ 以上。

2. 吸气装置

J-1 型采样器的构造如图 10-25 所示。它是铝合金及气密性良好的活塞所组成, 一次抽取气样为 50mL。在活塞杆 4 上有 10 等分刻度, 并标有吸入试样的毫升数。

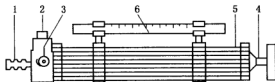


图 10-25 采样器

1—采样入口; 2—检定管插孔; 3—三通阀把; 4—活塞杆; 5—吸气筒; 6—温度计

(二) 快速检定器的使用方法

检定器的准备。在采样器的前端有一个三通阀, 当阀把 3 平放时, 是吸取气样位置, 取样地点采样器不便进入时, 可在气样入口 1 处接胶皮管吸取, 将阀把 3 置于垂直位置时, 可将吸入的气样通过孔 2 压入检定管, 而阀把 3 处于 45° 位置时, 则是密闭状态。

1) 采样与送气

不同的检定管要求不同的采样和送气方法。对于不活泼的气体如 CO 、 CO_2 , 一般是将气体吸入采样器, 在采样时, 应在测定地点将活塞往复抽送 2~3 次, 使采样器内原有的空气完全被气样取代。打开检定管两端的封口, 把检定管标“0”的一端插在采样器的插孔 2 上, 然后将气体按规定的送气时间以均匀的速度送入检定管。如果是较活泼的气体如 H_2S , 则应先打开检定管的两端封口, 把检定管的浓度标尺上限一端插在采样器的气样入口 1 上, 然后以均匀的速度抽气, 使气体通过检定管后进入采样器。在使用检定管时,

不论用送气或抽气采样，都应按照检定管使用说明要求准确采样。

2) 读取浓度值

检定管上印有浓度标尺。浓度标尺零线一端称为下端，测定上限一端称为上端。送气后由变色柱（或变色环）上端所指示的数字，可直接读取被测气浓度。根据变色柱的状况有四种量读方法。

(1) 变色柱界限与“0”线平行，清除无虚影，则变色柱所指示的数字 C 便是被测体的浓度，如图 10-26 所示。

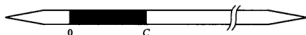


图 10-26 变色界限为平面

(2) 变色柱界限与“0”线不平行，如图 10-27 所示，则应以变色柱界限所示的两个数字 C_1 或 C_2 的平均值作为测定结果。即： $C = (C_1 + C_2) / 2$ 。

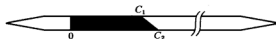


图 10-27 变色界限为斜面

(3) 变色界限为凹面，如图 10-28 所示，则应以凹面的最低点和最高点所示的两数字的平均值为其测定结果。即： $C = (C_1 + C_2) / 2$ 。



图 10-28 变色界限为凹面

(4) 变色界限不清楚有虚影。变色柱从 C_1 处往下颜色深度一致，这一段称为变色长度。往上颜色逐渐变浅消失，这一段称为变色柱的虚影。如图 10-29 所示，这一段称为变色柱长度加虚影的一半作为测定结果。即： $C = C_1 + (C_2 - C_1) / 2$ 。

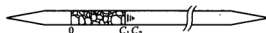


图 10-29 变色界限不清楚有虚影

这种检定管测定误差大，只能得出大概的数值。

3) 高浓度气体的测定

如果被测气体的浓度大于检定管的界限（即气样还未送完，变色已满管）时，应首先考虑测定人员的防毒措施，然后采用下述方法进行测定。

（1）稀释被测气体，在井下测定时，先准备一个装有新鲜空气的胶皮囊，测定时先吸收一定量的待测气样，再用新鲜空气稀释至 $1/2 \sim 1/10$ 送入检定管，将测得的结果乘以稀释的倍数得出被测气体的浓度值。例如用二型 CO 检定管进行测量，先吸取气样 10mL，后用 40mL 新鲜空气稀释，用 100s 的时间，均匀送入检定管，测得浓度为 0.04% 被测气体的实际浓度按下式计算：

$$0.04\% \times (10 + 40) \text{ mL} / 10\text{mL} = 0.04\% \times 5 = 0.2\%$$

（2）采用缩小送气量和送气时间测定，如采样量为 50mL，送气时间为 100s 检定管。测高浓度时，使采样量为 50/NmL 及送气时间为 100/Ns，这时被测气体的浓度等于检定管读数。对于采样量为 100mL 送气时间为 100s 的检定管 N 可取 2 或 4；如果要求采样量为 50mL，送气时间为 100s，N 最好不要大于 2，因 N 过大，采样量太少，容易产生较大的误差。

4) 低浓度气体的测定

如果气样中被测气体浓度低，结果不易量读，可采用增加送气次数的方法，被测气体的浓度 = 检定管上读数/送气次数。例如用二型 CO 检定管进行测定，按送气量为 50mL，送气时间为 100s，连续送 5 次气样，检定管上显示的数值为 0.002%，这时被测气体中 CO 的浓度为 $0.002\% / 5 = 0.0004\%$ 。

三、混合气体检测装备

目前使用较多的为 G750 型便携式多种气体检测仪。

（一）用途

G750 外观小巧，使用方便，可同时监测多达 6 种气体：

- （1）可燃气体，比如 100% LEL 的甲烷 (CH_4)；
- （2）可燃气体，比如 100% VOL 的丙烷 (C_3H_8)；
- （3）氧气，过氧或缺氧 O_2 ；0 ~ 25%；
- （4）有毒气体，比如一氧化碳 (CO)，0 ~ 2000ppm；
- （5）有毒气体，比如硫化氢 (H_2S)，0 ~ 500ppm；
- （6）有害气体，比如二氧化碳 (CO_2)，0 ~ 100%。

G750 的“智能传感器系统”设计可以非常方便的更换可插拔式传感器，以适应更加复杂的气体环境。

（二）检测原理

根据不同的气体，G750 会使用不同的检测原理及传感器。催化燃烧 (CC) 及热传导 (TC) 是比较成熟的可燃气体检测方式，用于检测可燃气体可能引起的爆炸危险。而电化学 (EC) 传感器则适用于检测氧气及各种有害气体。红外线 (IR) 传感器适用于检测二氧化碳。

通常气体是通过气体扩散吸入口进入传感器气腔，但是当气泵打开时气体则通过气泵吸入。当需要时，可以在气泵上加一根取样管，从而实现远距离采集气样。

(三) 操作方法

(1) 开机。在进入可能密闭的环境之前,在新鲜空气环境中按(ON)键开机。系统会显示被监测气体名称、检测范围和报警点设置。

(2) 关机。同时按下(EX/OFF)和(RESET/OFF)键约3s关机。此时系统会发出急促的鸣笛声并显示:SWITCH OFF In 3 second。

(3) 准备就绪。当所有的系统预设参数和测量单位显示完之后,系统自动进入工作状态。如果相应的参数显示位置显示的是“——”或测量单位位置显示的是“WUP”,则表示相关的信息还没有准备就绪。

(4) 单种气体显示——放大显示按键(DISPLAY/C)可以全屏显示单种气体的浓度信息。

(5) 重复按(DISPLAY/C)键则依次显示每种气体的相关信息及电池剩余电量。快速连按两次(DISPLAY/C)或10s内无任何操作,系统自动回到多气体显示状态。

四、温度检测装备

目前使用较多的是红外测温仪。

1. 用途

手持式温度遥测仪,是采用国际最新红外遥感技术设计制造的高科技产品,它无须接触被测目标,即可灵活方便、安全准确的测量被测物体或某特定区域的温度。手持式温度遥测仪适用于各种不同的使用环境,由专业技术人员进行巡视或定点检测,对于运动的、旋转的或具有腐蚀、带电危险的固体、液体和气体,均可进行非接触式温度遥测。

2. 规格型号分类

手持式温度遥测仪根据测量范围和使用性能的不同共分为3种型号,即基本型KCT3、普通型KCT5和通用型KCT7型。

3. 结构

KCT型手持式温度遥测仪的结构主要包括液晶显示屏、凹型镜头、扳机开关、电池盒、激光反射孔和瞄准槽,如图10-30所示。

4. 工作原理

通过将温度遥测仪的凹形镜头对准目标,接受到目标的红外能量,并将其聚焦在仪器内的红外传感器上产生电子信号,再由仪器内的专用电脑对该信号进行修正、分析、处理,最终以数字形式将实测温度数据显示在液晶显示屏上。

五、人体生命探测装备

(一) DKL生命探测器用途

DKL借着感应人体所发出超低频电波产生的电场(由心脏产生)来找到“活人”的位置;配备特殊电波过滤器可将其他动物,诸如狗、猫、牛、马、猪等不同于人类的频率加以过滤去除,使DKL生命探测器只会感应到人类所发出的频率产生的电场。

(二) 技术参数

(1) 感应方式:侦测人体心脏所发射的超低频电波产生的电场,此极低频电波为30Hz或以下,其可穿透建筑物钢筋混凝土墙、钢门、树木等,开放空间侦测距离可达500m。

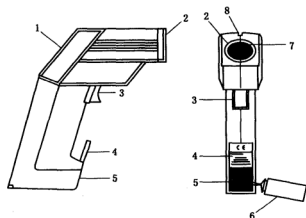


图 10-30 KCT 型手持式温度遥测仪结构示意图

1—液晶显示屏；2—凹型镜头；3—扳机开关；4—电池盒盖；5—电池盒；
6—电池；7—激光发射孔；8—瞄准槽

(2) 非感应目标：除人体以外的任何动物皆不被侦测。

(3) 侦测频率：超低频 30Hz 或以下。

(4) 垂直侦测角度：

开放空间 120°（上下各 60°）

建筑物内 80°（上下各 40°）

重金属 40°（上下各 20°）

(5) 水平侦测角度：2°（左右各 2°）。

(6) 手握式操作：重量 1kg 或以下。

(7) 侦测距离：不需使用任何工具即可更换下列二型侦测杆。

①伸缩式短距离型：0~20m。

②伸缩式长距离型：0~500m。

(8) 目标锁定功能：当侦测到人体心脏所发出超低频电波产生的电场后侦测杆会自动锁定此电场，人体移动时，侦杆也会跟着移动。

(9) 电源：9V 可充电式电瓶，充电时间 14~16h。

(10) 配备美国标准三 A 级雷射光点提供操作者寻找侦测杆方向。

(11) 操作时间：正常情况下 12h，若连续使用雷射光点辅助操作为 2h。

(三) 构造

构造如图 10-31 所示。

(四) 工作原理

当 DKL 心跳探测器扫过人体电场时，会产生瞬间极化现象，也就是产生正负极，进而产生力矩，推动侦测杆，使操作者感觉到“侦测”的结果。

1. 工作的有效距离

DKL 配备两种不同侦测杆，长距离侦测杆距离可达 500m，短距离侦测杆 20m。DKL 在

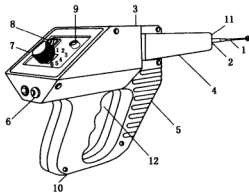


图 10-31

- 1—伸缩天线；2—天线底部；3—雷射开关；4—侦测杆总成；5—本体；6—保留功能按钮；
7—选择按钮；8—计算机开关；9—计算机灯；10—电瓶充电口；11—雷射；12—扳机按钮

碰到障碍物诸如钢筋混凝土墙、钢板等时，侦测距离会减少。

2. 工作的垂直角度

- (1) 没有障碍物时：上、下各 60° ，总计 120° 。
- (2) 有障碍物时：上、下各 40° ，总计 80° 。
- (3) 遇到重金属时：上、下各 20° ，总计 40° 。

3. 工作的水平角度

左右各 2° ，总计 4° 。

4. 操作方法

1) 预备动作

- (1) 将 DKL 拿出来。
- (2) 将选择按钮设定在 1~6 的任何位置（初学者置于 1）。
- (3) 将天线拉至最长的位置。
- (4) 若有必要，可启动雷射。
- (5) 握住 DKL，手臂垂下以做“清除”动作。
- (6) 将手臂弯曲，向上举起，将 DKL 置于胸前，完成预备姿势，DKL 保持水平向下 $1^\circ \sim 2^\circ$ ，使地心引力对侦测杆的影响降至最低。
- (7) 重复 (5) 与 (6) 两个动作，直到熟练为止。

2) 开始操作

- (1) 练习时，请您的同伴站在您的正前方 3m 处。
- (2) 从“清除”姿势到“预备”姿势。
- (3) 如果您惯用右手，请从右向左移动 DKL。当侦测到有人体电场，侦测杆会向右偏移；此时再从左向右移动 DKL，如果有侦测到人体电场，侦测杆会向左偏移。等到使用者感应到左边与右边的电场后，将侦测杆置于两个电场中央，则侦测杆会自动指向这两个电场最强的部分，并“自动”锁定目标。

(4) 如果此次侦测成功, 当您的同伴向右边或左边移动, 侦测杆在锁定目标的同时, 也会跟着目标移动。重复 (2) ~ (4) 等动作直到熟练为止。

(5) 移动 DKL 作侦测时, 请注意动作必须成一直线, 否则会导致侦测失败或发生误差。移动的速度太慢, 无法产生足够的力矩推动侦测杆而失败; 若移动太快, 会让侦测杆因使用者摆动过剧而失败。如侦测失败, 则再重复 (1) ~ (4) 步骤的训练。

(6) 确定目标位置。操作者在两个不同方向侦测, 并锁定目标。从这两个方向交叉的那一点即是目标正确的位置。

(五) 找寻建筑物中的目标

(1) 先以 DKL 锁定您的同伴, 并确定当您的同伴移动时, 侦测杆也随着他移动。

(2) 请您的同伴绕着建筑物走一圈, 侦测杆也会一直锁定您的同伴, 跟着他绕一圈。

第五节 大型灭火装备

一、高倍数泡沫灭火器

高倍数泡沫灭火器, 简称发泡机, 又称“高泡”。

(一) BGP-200 型发泡机

1. 用途

这种发泡机属于防爆可移动式的中型发泡机, 主要适用于扑灭煤矿井下巷道及其他地下或半地下建筑物 (油罐) 等有限空间的煤炭、木材、油类及织物等明火火灾。

2. 工作原理

潜水泵同时吸水和泡沫剂, 以一定压力 (0.1 ~ 0.14 MPa) 经旋叶式喷嘴, 均匀地喷洒在棉线织成的双层发泡网上, 借助于风机风流的吹动, 连续的产生大量的空气机械泡沫。其工艺流程如图 10-32 所示。

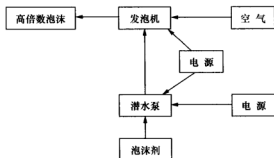


图 10-32 发泡工艺流程方框图

3. 构造

(1) 风机。BGP-200 型发泡机采用对旋式轴流风机, 它不同于一般轴流式风机, 没有导流装置。风机的主要技术特征是:

| | |
|-------|------------------------------|
| 工作轮直径 | 500mm |
| 风轮转速 | 2900r/min |
| 风筒内径 | 504mm |
| 风量 | 150 ~ 250m ³ /min |
| 全风压 | 900 ~ 2400Pa |

(2) 泡沫发射器。泡沫发射器直接影响发射量和泡沫质量, 是发泡机的关键部件。为了便于矿井中安装和运输, 用金属活架和人造革外壳做成折叠式发射器, 方形出口易于嵌入临时密闭中。其结构如图 10-33 所示。

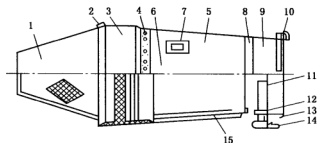


图 10-33 BGP-200 型泡沫发射器结构示意图

1—发泡网组合件；2—固定锁；3—网板；4—薄钢带；5—人造革风筒；
6—U型管水柱计接头；7—观察窗；8—喷嘴；9—圆筒；10—连接卡子；
11—连接管；12—锁紧螺母；13—压力表；14—水带接头；15—活络支架

(3) 供液系统。供液装置主要采用潜水泵, 要求潜水泵的扬程在 25m 以上, 流量不小于 15m³/h。具备静压管条件提供 302.266kPa 以上压力水时, 可使用负压比例混合器来供给泡沫液, 取消潜水泵。

(4) BGP-200 型发泡机的技术特征如下:

| | |
|-------------------|------------------------------|
| 发泡量 | 190 ~ 200m ³ /min |
| 喷嘴工作压力 | 0.1 ~ 0.14MPa |
| 喷液量 | 250 ~ 300L/min |
| 泡沫液浓度 (TEP-1 泡沫剂) | 2.4% |
| 泡沫倍数 | 700 ~ 800 |
| 驱动风压 | 1670Pa |
| 风泡比 | 1.25 ~ 1.50 |
| 电动机功率 | 2 × 4kW |
| 出口尺寸 | 650mm × 650mm |
| 全机质量 | 225kg (可分拆 4 件搬运) |
| 溶液成泡率 | 95% 以上 |

(二) BGP-400 型高倍数泡沫灭火机

BGP-400 型高倍数泡沫灭火机主要技术参数, 见表 10-2。

表 10-2 BGP-400 型高倍数泡沫灭火机技术参数

| | | | |
|---|-----------|---|-------------------|
| 电源/V | 380 ~ 660 | 风机风量/ $(\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1})$ | 480 ~ 510 |
| 总功率/kW | 18.5 | 风机风压/Pa | 1270 ~ 1570 |
| 发泡量/ $(\text{m}^3 \cdot \text{min}^{-1})$ | 350 ~ 400 | 喷嘴压力/MPa | 0.12 ~ 0.2 |
| 喷药量/ $(\text{L} \cdot \text{min}^{-1})$ | 360 ~ 450 | 发泡机出口直径/mm | 820 |
| 泡沫倍数 | 700 ~ 900 | 外形尺寸/ $(\text{mm} \times \text{mm} \times \text{mm})$ | 1620 × 820 × 1080 |
| 泡沫浓度/% | 1.2 ~ 1.4 | 发泡机质量/kg | 250 |

(三) 高倍数泡沫灭火机的安装及使用方法

1. 安装方法

高倍数泡沫灭火机,适用于扑灭井下大型火灾,因此,安装时一定要选择比较平坦的地点,并有充足的水源,另外,还应泡沫的质量进行观察,发现问题要立即处理,防止大量供氧,造成火势扩大。

把泡沫灭火机、药剂、比例混合器、发射网、水泵、水龙带等放在距工作地点 20 ~ 30m 的位置。

要求安装正确、发泡均匀、稳定性好,含水率要达到规定的要求,前后风机的运转方向一致。

2. 使用方法

泡沫灭火与其他灭火技术一样,都不是万能的灭火方法,一定要注意使用条件。在灭火时当大量的泡沫将明火扑灭后,必须配合其他方法将残余火彻底扑灭。使用时,必须考虑电源、水源以及泡沫输送通道等。当采用风筒输送泡沫时,在发射器出口安装大小头连接筒,并要控制进风量。在使用泡沫灭火时,首先要选择合适的发泡位置,发泡机应装设在水源、电源方便、距离火区较近的安全地方。如果井下没有存水点就将潜水泵放在盛水的矿车内。地点选定后开始配泡沫剂、打密闭、安装发泡机。同时要把泡沫通向火区沿途的支巷全部封闭,切断通向火区的电源。当一切准备好时,开动风机供水、供药,开始发泡。在发泡过程中,要注意观察驱动风压水柱计上升情况,正常发泡时,水柱计随着泡沫塞阻力增加是逐步上升的。当泡沫到达火区与火相搏斗时,由于温度热,泡沫大量消失,这时水柱计会出现平衡状态。在泡沫越过火区时,随着泡沫塞在巷道输送长度的增加,阻力加大,水柱计又开始连续升高,这说明泡沫已把火灭掉又继续前进。再发一段时间即可停止发泡,停止时,要先停风后停水,并将风机入风口堵死以防进风破坏已形成的泡沫塞的密封作用。

实践经验证明,用泡沫灭火时,应避免间断发泡,连续作战灭火效果更好,又节省泡沫剂的消耗,在往密闭墙上安装发泡机时不要硬搬,以免损坏折叠支架等。

二、DQ 系列惰性气体发生装置

(一) DQ-150 型惰性气体发生装置

1. 装置结构及工作原理

1) 工作原理

以燃油为原料,在风机供风条件下,通过启动点火,燃油喷嘴的适量喷油,在特制的燃烧室内进行急剧的氧化反应,高温的燃烧产物(即惰气,其主要成分是供风中非阻燃性的 N_2 ,参与氧化反应后的剩余 O_2 和氧气反应产物 CO_2 及 CO 等),经水套及烟道喷水冷却,即可得到符合灭火要求的湿式惰性气体。

2) 装置结构

惰气发生装置的结构如图10-34所示,现将主要部件概述如下:

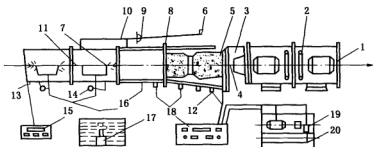


图10-34 DQ-150型惰气发生装置

- 1—调压板；2—风机；3—导流段；4—油喷嘴；5—燃烧室；6—排气阀；7—水喷嘴；
8—水套；9—安全阀；10—排水管；11—烟道；12—启动火器；13—取气管；14—压力表；
15—取气箱；16—支架；17—潜水泵；18—控制台；19—油泵；20—油箱

(1) 燃烧室。燃烧室是惰气发生装置的心脏部分,是根据航空涡轮发动机的燃烧室原理研制的,主要有火焰筒、外壳、外套和定位销组成,外壳直径为500mm。

空气进入燃烧室后分为四股气体:第一部分,气流自扰流器和多孔漏斗进入主燃区,即行旋转,一方面与燃油喷嘴喷出的锥形雾化燃油混合燃烧;另一方面与一般由主燃区外壁四排孔进入的第二部气流发生相互作用,造成一个低速重复循环区,即稳定火焰,又加热新喷进来的燃油,促进燃烧;第三部分气流继续向前流动,由卡环上的小孔和副燃区的四排孔进入火焰筒辅助燃烧,降低火焰温度;第四部分沿火焰筒外壁和燃烧室外壳之间的环形端部流出,冷却火焰筒和外壳。

为确保装置的长期运转和安全使用,在燃烧室外壳上加设水套和安全放气阀。

(2) 燃油喷嘴。燃油喷嘴是雾化燃油,保证迅速燃烧的重要供油部件,燃油通过油泵进入扰流腔和腔内洞切线方向分布的一些孔,把压力能转换为动力而产生涡流,在喷嘴出口处呈锥形雾化状态,喷嘴前的供油压力的大小是良好雾化的重要因素。

(3) 启动点火器。启动点火器由壳体、启动喷嘴、注油活门、启动电嘴(火花塞)4个部分组成,用螺钉固定在燃烧室的点火孔内。按下监控台上的点火电钮时,注油活门,启动电嘴同时开始工作。燃油在油泵压力的作用下,输送到启动喷嘴,经扰流雾化而喷出,与启动电嘴的电火花相遇,点燃成火团。引燃喷嘴喷出的锥形雾化燃油。点火后,立即关闭点火电钮,启动点火器停止工作。点火系统采用24V直流电源。燃油喷嘴和启动点火器均采用航空发动机的部件。

(4) 水套及烟道。用以导流和冷却燃气,烟道内安有四组迎向和背向气流的冷却水

喷嘴, 为避免喷水进入火焰筒阻滞燃烧和熄灭火焰, 促进在火焰筒内没有来得及完成氧化反应的空气与燃油进行补充燃烧, 在燃烧室出口到烟道间设有一段充有循环水的水套, 壁上装有安全排气阀, 以排放循环水的过压蒸汽, 确保正常运转。

(5) 风、油、水的供给。利用 BGPX200 型高倍数泡沫发泡机的两级对旋式轴流风机供风, 功率为 18kW。YB-16 型叶片油泵供油, 功率为 4kW, 额定压力 63MPa, 流量 25L/min。借助 LW-6 型涡轮流量变送器输出电讯号, 经 XSFX40 型流量指示积算仪显示实际工作油量。装置的冷却用水均由 QYX3/2X6 型潜水泵供水, 功率 2.2kW, 流量为 15m³/h。

(6) 监控台。有 O₂ 量和油压的显示, 油量的检控, 风机、油泵、水泵的启停以及闭锁点火和整流等装置, 利用氧化锆测量仪, 准确可靠, 连续快速, 自动检测惰气发生装置出口的氧含量, 并通过监控台上的油量调节阀, 及时调节油量, 制取各类灭火要求的不同含 O₂ 量的惰性气体。

2. 主要技术性能

DQ-150 型灭火惰气发生装置的主要技术性能:

| | |
|-----------------|-----------------------------|
| 产气量 (包括水蒸气) | 150m ³ /min |
| 气体成分: | |
| N ₂ | 52% |
| CO ₂ | 6% ~ 7% |
| O ₂ | < 2% |
| CO | > 0.35% |
| CH ₄ | 无 |
| 水蒸气 | 40% 左右 |
| 烟道出口气体温度 | 78 ~ 85℃ |
| 耗油量 | 3.87kg/min |
| 耗水量 | 200L/min |
| 耗电量 | 1.85kWh |
| 产气效率 | 0.019kg/m ³ (惰气) |
| 最大尺寸 | φ560 × 6900mm |
| 主机质量 | 400kg |

3. 安装

(1) 本装置系非防爆型, 应选择无瓦斯、有足够的风量和水源, 在较通畅的入风巷道内安装 (同时封闭通向火区的支巷)。安装时在烟道的出口端打一道临时密闭, 最大可能的缩小火区体积和尽可能减少漏风。安装主机的顺序为: 烟道→水套→燃烧室→导流段→风机。要求整机向出口端略有倾角或底面平行。

(2) 装置上的各类设备的插接件、电源及讯号输入与输出等, 须按规定极性插接, 不得接错, 电机和监控台等必须接地。

(3) 供油系统: 要求连接严密, 不得漏油漏气, 燃油用 80 目网过滤。

(4) 供水系统: 水泵吸口要有滤网, 保证供水清洁, 安装前面检查水喷嘴, 使其对正烟道中心。

(5) 取气系统, 不得漏气。检查方法是: 开动取样泵, 调节气量使浮子指示 80 ~ 100 刻度, 堵塞取气管, 在一定的时间内浮子降到零为准。

(6) 在安装和运转过程中,要经常检查工作地点的瓦斯含量,不得超限,否则立即停止工作。

4. 操作

在正常启动运转之前,给起取气箱加热炉达到恒温 800℃,检查运转设备的转向,供油系统抽油循环。空载运转 15~20s,消除油路系统的气泡后,再分别连接喷嘴和启动喷嘴便于点火。

(1) 操作顺序:开第二个风机→给冷却水(水套出水)→同时点火和供油→开第一个风机

点火时注意,双手要同时按点火和供油按钮,在 15s 内点燃燃油,15s 内始终按住点火按钮,如 15s 内不着火,应停止油泵运转,2~3min 后,再同时启动,点燃后立即开启第一个风机。如温度低开单级风机点不着火时,可在停风机瞬间利用余风点火,点燃后立即开启两风机。

(2) 根据灭火工作氧量手控供油阀门,当显示氧量偏大时,则开大控油阀,加大油量;反之,显示氧量偏轻时,关小控油阀,减少供油量。

(3) 在正常运转注(惰)气过程中,要派专人盯岗盯位集中精力观察各项仪表(氧量表、控温表、水压表、油压表),根据指示氧量大小,控制供油量。正常工作时,油压低于 15kg/cm²,取气箱中冷凝缓冲瓶中的积水要及时排放,积水高度不得超过进气管。

(4) 停止运转时,先关油泵、风机,并堵塞发气装置通道,以免向火区漏风。冷却水继续给 2~3min 后,再停水泵。

(5) 供油量调节:实战时油量调节,以惰气中氧量显示值为依据,灭火注惰气工作氧量 X ,应视灾区的漏风情况而定,算式为:

$$X \leq O_{2m} - [Q_L (O_{2L} - O_{2m}) / Q_0] \%$$

式中 Q_L ——火区漏风量, m³/min;

O_{2L} ——漏风中的氧含量,%, 取最大值 21%;

O_{2m} ——火灾实际要求的灭火氧量,%, 对抑燃 $O_{2m} \leq 15\%$, 对抑爆 $O_{2m} \leq 12\%$;

Q_0 ——注入惰气量(DQ-150 型以 90m³/min 干气计算)。

(二) DQ-400/500 型惰气发生装置

1. 用途

适用于煤矿井下、隧道、机库、地下商场等封闭场所,扑灭有限空间大面积火灾,抑制瓦斯爆炸,高瓦斯矿井惰性化的理想新型灭火装备。

2. 主要技术性能

| | |
|-------|--|
| 产生惰气量 | 400~500m ³ /min |
| 耗油量 | 12~15kg/min |
| 耗水量 | 15m ³ /min |
| 出气口温度 | <90℃ |
| 整机全长 | 10.5m |
| 产气成分 | O ₂ ≤ 3%、CO < 0.4%、CO ₂ 9%~18%、N ₂ > 9%~85% |
| 质量 | 900kg |

3. 工作原理及其结构

(1) 工作原理。以普通民用煤油为燃料,在自备电动风机供风的条件下,特制的喷

油室内适量喷油，通过启动点火，引燃从喷嘴喷出均匀的油雾，在有水保护套的燃烧室内进行燃烧，高温燃烧产物，经过在烟道内喷水冷却降温，即得到符合灭火要求的惰性气体（图 10-35）。

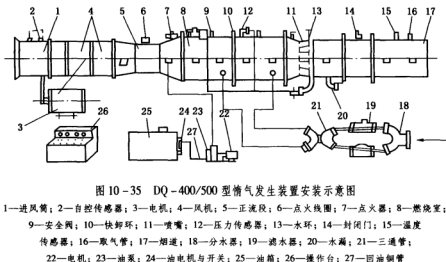


图 10-35 DQ-400/500 型惰气发生装置安装示意图

- 1—进风筒；2—自控传感器；3—电机；4—风机；5—正流段；6—点火线圈；7—点火器；8—燃烧室；
9—安全阀；10—快卸环；11—喷嘴；12—压力传感器；13—水环；14—封闭门；15—温度
传感器；16—取气管；17—烟道；18—分水器；19—滤水器；20—水漏；21—三通管；
22—电机；23—油泵；24—油电机与开关；25—油箱；26—操作台；27—回油铜管

(2) 装置的构造。该装置是由供风装置、喷油室、风油比自控系统、燃烧室、喷水段、封闭门、烟道、供油系统、控制台及供水系统 10 部分组成。

4. 使用方法及注意事项

DQ400/500 型惰气发生装置，属非防爆型的灭火装置，因此，在井下使用时，一定要安装在入风侧，有电源、水源，巷道平直长度不小于 15m，断面大于 4m²，巷道风量不小于 250m³/min，操作区的瓦斯含量不得大于 0.5%，粉尘浓度应控制在规定的范围内。

1) 操作程序

(1) 在整机连接安装好后，（在巷道里应采取后退式安装）首先检查风机，水泵及油泵的转向，风油经自控信号的基础电压应符合出厂检验标准值。

(2) 开机时，油门角处于最大位置，过 5s 后，启动水泵供水，经过 70s 水套充满水，待喷水环处有压力时，开始点火，2s 后启动油泵供油燃烧，由于燃烧火焰及喷水的作用产生阻力，使风量减小，经通风油自控系统，油门可随之关小（整个启动过程是由时间继电器控制的。按一下按钮即可完成启动全过程）。

(3) 在整机启动后进入正常发气时，注意观察水压，油压和油门角度以及出气温度表的变化，在操作过程中，操作者注意观察油压表和油门角度指示值，从油门角与油量及油压与油量的关系曲线得知，当油门角在 20°~40°或油压在 25~40kg/cm² 区间时，其油量近似相等。只要根据上述二者表值之一，即可判断燃烧状态即风油比的变化情况。

(4) 停机顺序（发气结束时）

先停油泵、风机，延续 2min 后，关水泵，并立即关闭烟道中的封闭门，以防止停机后空气进入火区助燃。如果在启动或停止过程中，需要风机、水泵、油泵单项试运转时，

可按强制按钮即可得到单项运转或停止。

2) 注意事项

(1) 在连接供油系统时, 先不接喷水嘴, 开油泵循环 10s, 将油泵和管路充满油, 再将出油管接到喷嘴, 可避免油泵空转叶片卡死。

(2) 所有供油系统接头处不得漏油, 一旦发现漏油不得开机, 防止影响燃烧和引起着火。

(3) 注意观察油位指示器液面界线值, 及时往油箱里补充燃油。注意过滤, 确保油质, 以防堵塞喷嘴。

(4) 机器开动后, 注意巡视。发现问题及时处理。

(5) 不得随意扭动多圈调位器位置。

(6) 安装点火器时, 必须把引燃管安牢。

三、高压脉冲水枪

QWM1 型脉冲气压喷雾水枪

QWM1 型脉冲气压喷雾水枪是最新研制的具有 20 世纪 90 年代国际先进水平的新型灭火装备, 它具有体积小、操作方便、展开快、可喷射多种灭火物质等优点, 且节能环保效果明显, 是一种理想的灭火工具。后期使用费用低。脉冲气压喷雾灭火技术是一种高效灭火技术, 它是利用压缩空气作为动力, 瞬时喷出高速、雾化的水流, 冲入火区中心, 使燃烧物迅速降温, 从而达到灭火的目的。

1. 性能参数

| | |
|---------|---------------------------|
| 水枪射程 | 1 ~ 17m |
| 平均出口速度 | 120m/s |
| 充气时间 | < 3s |
| 额定式工作压力 | 2.5MPa |
| 喷水量 | 0.25 ~ 1L/次 |
| 喷雾角 | 18° |
| 水雾粒度 | 2 ~ 200 μ m |
| 开阀时间 | ≤ 20ms |
| 压缩空气压力 | 20 ~ 30MPa |
| 水枪外型尺寸 | $\phi 70 \times 800$ (mm) |
| 器具总重 | 16.5kg |

2. 适用范围

适用于火灾初期或狭窄空间、地下、交通工具及小范围 A、B、C 类火灾的扑救。

3. 结构

该灭火器主要部件由不锈钢制成, 主要组成如图 10-36 所示。

水枪的构造如图 10-37 所示。

4. 操作方法

使用前操作者应穿戴好防护用具, 使用时须先将贮水筒、贮气瓶、减压阀三者连接牢固, 并通过管路与水枪相连。其步骤为:

(1) 将贮水筒充满液体灭火剂, 并旋紧顶盖。

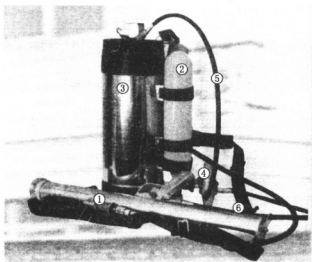


图 10-36 QWM₁ 型冲气压喷雾水枪

①—脉冲气压喷雾水枪；②—贮气瓶；③—贮水筒；④—减压阀；⑤—空气管；⑥—高压空气管

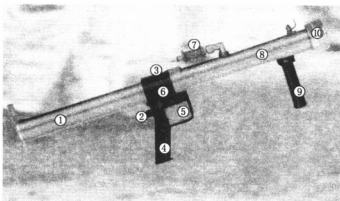


图 10-37 水枪的构造

①—汽缸；②—进气接头；③—主阀；④—后手柄；⑤—扳机；⑥—保险；
⑦—进水阀；⑧—储水筒；⑨—前手柄；⑩—挡板锁母

- (2) 用缚带将充满高压气的贮气瓶捆绑在贮水筒的右侧支架上。
- (3) 将减压阀次级出口 (0.6 MPa) 与贮水筒进气口用空气管连接。
- (4) 将高压空气管连接到减压阀的主出口处。
- (5) 背上贮水贮气装置、拿起灭火枪。将水管与灭火枪进水口连接 (水管为关闭状态)。
- (6) 将高压空气管与灭火枪进气口连接。
- (7) 缓慢开启贮气瓶阀门, 此时贮水筒的空气压力为 0.6 MPa, 灭火枪气室的空气压

力为 2.5 MPa。

(8) 打开水阀, 当枪内充满水中, 可看到少量的水从枪口的橡胶隔板处流出。

(9) 此时, 关闭水阀将扳机锁顺时针转 90°。

(10) 枪口向上倾斜 30°。

(11) 瞄准目标后, 立即射击, 之后, 再充水、射击……利用充水时间选定下一个射击目标。

使用后的操作步骤:

(1) 关闭贮气阀门。

(2) 扳动几次扳机, 直到管路及枪中的剩余压力空气彻底排除。

(3) 拆卸掉空气管及水管。

(4) 按动贮水筒顶部红色排气阀, 排掉筒内剩余压力空气。

(5) 再次将贮气瓶及贮水筒充满, 将灭火系统调整好, 以便下次使用和操作。

5. 注意事项

由于脉冲气压喷雾水枪有较高压缩空气装置, 故使用时特别注意在 6m 射程内绝对不允许对准人群或动物, 以免发生伤害事件。未经培训或操作不熟练者严禁使用!

灭火介质在冻结和凝固状态下严禁发射, 水枪的使用温度 $\leq 50^{\circ}\text{C}$ 。

四、CO₂ 发生器

CO₂ 发生器采用普通碳素结构钢制成高压容器, 通过化学反应产生 CO₂ 气体。产生气体成分中无氧气, CO₂ 浓度 > 98%, 出气温度低于环境温度。构造如图 10-38 所示。

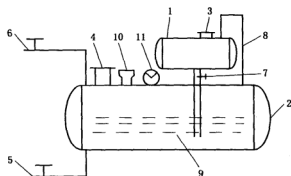


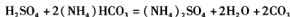
图 10-38 CO₂ 发生器的构造

1—B 物料（浓硫酸）容器；2—A 物料（碳酸氢氨）容器；3—B 物料装料口；4—A 物料装料口；5—反应物排出口；6—CO₂ 输出阀；7—控制阀；8—压力平衡管；9—B 物料分布管；10—安全阀；11—压力表

1. 主要用途及原理

CO₂ 发生器具有抑爆和灭火作用, 既能防止火区瓦斯爆炸, 又能扑灭井下内因火灾和

外因火灾。它通过 B 物料浓硫酸和 A 物料碳酸氢氨发生化学反应产生纯 CO_2 气体, 并从反应生成物中收集 CO_2 进行预防和灭火。其化学反应式如下:



2. 设备安装步骤

(1) 设备安装前要进行定位, 要打好水泥混凝土基础, 基础要求高出地面不少于 200mm。

(2) 设备的装配要正确。

(3) 排气口设在 A 容器的上部, 排污口设在 A 容器的底部。

(4) 紧固件螺丝要牢固、齐全。

(5) 并联件之间要加密封垫, 要紧固严密不漏气。

(6) 管路连接完成后, 对系统要进行压力试验, 要保证不漏气不卸压。

3. 设备操作方法

(1) 设备使用前, 先检查发生器上的所有阀门、连接件, 所有阀门应处于关闭状态, 并要保持连接件密封良好, 无漏气现象。

(2) 将 250kg 碳酸氢氨加入到 A 容器, 另加入 200kg 水, 使碳酸氢氨溶解, 然后关闭 A 容器进料口。

(3) 将 155kg (98%) 或 165kg (93%) 浓硫酸加入 B 容器中, 然后关闭 B 容器进料口, 打开排气阀。

(4) 将 A、B 容器之间的控制阀打开, B 容器内的浓硫酸流入 A 容器内碳酸氢氨中, 两物料反应生产 CO_2 。然后, 打开排气阀通过管路把 CO_2 送至火区。化学反应结果使 A 容器压力升高, 当压力超过 0.55MPa 时安全阀应自动开启, 保护设备安全。

(5) 本装置制气过程在 5min 之内完成, 并产生常温常压下 $76\text{m}^3\text{CO}_2$ 气体。制气反应结束后, 首先, 关闭 A 容器与 B 容器之间的控制阀。其次, 确定容器内无残存压力即压力表显示为“零”时 (与大气的相对压力), 方可关闭排气阀。最后, 打开排污阀进行排污, 同时打开 B 容器装料口, 装入浓硫酸。排污工作结束后及时关闭排污阀, 再打开 A 容器装料口, 装入碳酸氢氨。

(6) 使用 2 台设备交替制气不间断产生 CO_2 气体, 不间断地向火区注气。各台设备制气过程将重复上述操作程序, 使产气量达到或超过 $1000\text{m}^3/\text{h}$, 并输送到火区内进行灭火。

(7) 每次反应的残留物要全部放出, 然后才可第 2 次加料。

(8) 残留物用专用工具盛装可回收作为农用肥料。

(9) 工作结束时用清水将发生器冲洗三遍, 清洗干净, 关闭全部阀门, 所有转动部件注入黄干油, 并对设备重新进行防腐处理。该设备在异地再次使用时要按压力容器使用的规定重新打压检验, 并符合压力容器的有关规程后方可使用。

4. 设备使用的安全注意事项

(1) 使用过程中, 压力表压力超过极限安全值, 安全阀不启动时, 应立即关闭控制阀, 停止制气, 手动开启安全阀。同时打开输出阀或排污阀将容器内的 CO_2 气体卸压。待压力表指示零后, 更换新安全阀。

(2) 运输使用浓硫酸时, 一定要按: 运送、使用浓酸危险品的方法来运送和安全使

用,要根据现场制定专门的措施后方可使用。

(3) 设备运输过程要严防强烈冲击,高空坠落造成设备变形或结构受损。设备搬运要用汽车、火车、矿车等运输工具,用吊车装卸,严禁采用坠落式装卸。

(4) 设备长期不用时,要贮存在仓库中,每年要对设备内外进行1次防腐处理。

5. 设备维修保养

设备要定期检查、保养和维修,设备不使用时每年检查保养2次。对使用过程中经常开启的控制阀门要进行班检及使用前检查,对损坏部件要进行维修和更换,特别是装料控制阀要定期更换石棉铅粉盘根或改用石墨盘根,要保持良好的密闭性,对压力容器使用应按国际规定按时检验。设备要保持清洁,外表的粉尘要清除干净,设备内外要定期进行防腐处理。

五、GD-I、II型石膏灌注机

石膏灌注机是煤矿井下构筑石膏密闭墙和石膏防爆密闭墙用以封闭火区或采空区的专用设备,亦可用于灌注泥浆、粉煤灰浆、石灰水直接灭火。

1. 使用前的准备

(1) 石膏灌注机必须由经过专门培训的成建制救护小队操作使用。小队人员不应少于7人,其中小队长(或指挥员)1人、司机1人、石膏装料员2人、软管检查员1人、密闭灌注质量检查员1人、密闭灌注堵漏员2人。

(2) 石膏灌注机安设位置,应根据构筑密闭墙的位置来确定。在无爆炸危险条件下构筑密闭墙时,石膏灌注机应设在距密闭墙较近的地点,其巷道断面不应小于 4m^2 。为了便于操作,应尽量将机器安设在巷道断面大、支架良好、底板平坦、风速较小的新鲜风流地点;在有爆炸危险时,为了保证施工人员的安全,可以选择在距密闭墙(或防爆墙)较远的地点,但不能超过设备最大的输送能力(GD-I、II型灌注机最大输送距离为150m,输送高度为10m)。灌注机应水平安设,在倾斜巷道中安设应搭设平台。

2. 操作程序

石膏灌注机安装好后,在灌注前,应进行调试。首先接通电源、水源、铺设好输送软管后使设备运转。电动机起动正常后,打开供水阀,开到最大位置,并观察输送软管送水情况。发现供水不正常应进行调整,发现软管扭曲、漏水应进行整理或更换。当水到达密闭处后,打开主机出料口的三通阀,关闭通向输送软管的阀门,使水从三通阀口流出。开始灌注石膏浆。首先从漏斗处倒入石膏粉,然后,逐渐调小供水量,观察从三通阀口流出的石膏浆,当配合比达到要求,应停止调整供水阀。这时,可以开始灌注,即打开输送软管阀门,关闭三通阀,使石膏浆沿着软管输送到密闭墙。

3. 注意事项

(1) 构筑石膏密闭的救护队员,应佩戴面罩式氧气呼吸器,以防止石膏粉呼吸到人的肺部影响健康。应穿好内衣、围好毛巾、戴好手套,以防止石膏粉腐蚀皮肤。

(2) 矿井发生火灾时会产生大量可燃性气体(再生瓦斯),为了防止可燃性气体爆炸,石膏灌注机及其辅助设备(如开关、变压器、接线盒、控制器等)必须是防爆型的,并在安装使用前应进行防爆检查。

(3) 在机器搬运过程中应注意防止碰撞。在低窄巷道中搬运时,应将压力表、漏斗

等易碰撞件卸下，到达指定地点后再行组装。长途搬运时，应将主机及辅助设备装箱，以防机件丢失和损坏。

(4) 石膏灌注机在使用前，应对提供的水源进行流量、压力、水质测定。其流量不应小于 $10\text{m}^3/\text{h}$ ，压力不应低于 $9.8 \times 10^4\text{Pa}$ ，并保持稳定。水质应用试纸进行酸碱度测定，呈中性或微酸微碱性并无沉淀物和杂质的水方可使用。

(5) 应选择强度高、杂质少的石膏粉（硫酸钙含量在 80% 以上）。井下灾区现场封闭火区使用的石膏粉，其粒度在 120 目以上，摊开直径大于 280mm，初凝时间应在 15 ~ 20min 之间。在水温为 20°C 时，新出厂的石膏粉初凝时间不应超过 5min。

(6) 构筑石膏密闭墙时，必须先修建两道木板闭。2 个板闭的内侧要全部钉满纤维布，并用板条封严。在外侧板闭上应留 1 个观察孔（供检查员观察灌注情况）。板闭四周不应留有漏洞。在灌注前，需检查巷道四周掏槽部分不得残留纤维布。灌注管和排气管应安装在外侧板闭最高处。根据实际需要安装的情气灌注导风筒，采取气样管，消火管等，均应在灌注前安装好。

(7) 石膏粉与水的配合比应控制在 0.6 ~ 0.7:1（体积比），不允许为了增加输送距离而增大水分，造成密闭强度降低。特别是在施工防爆密闭墙时，更应严格控制配合比。

(8) 石膏浆开始灌注后，应随时观察灌注情况。如石膏浆中水分过大，应逐渐调整，切不可突然减少供水，以防输送困难，造成管路堵塞。石膏粉要及时供给，不得间断。漏斗内不得有存留量，以保持石膏浆配合比稳定。灌注过程中如发现密闭墙有漏洞，石膏浆流出，应及时封堵。当灌满密闭墙的石膏浆从排气孔流出时，应继续灌注 1 ~ 2min，使石膏浆能更好地接顶，然后再拔出灌注管，堵住排气管。

(9) 为了防止石膏浆在输送管路中凝固，开机后，不得随意停电、停水、停机。由于故障而停电、停水、停机，如不能立即开机，应迅速拆下输送管，将石膏浆从管路中倒出，并用水冲洗机内及管路中的残存石膏浆。

(10) 密闭建成后，应停止石膏灌注机中加入石膏粉，开大供水阀，冲洗灌注机及输送软管，待冲洗清净后，方可停机，撤出设备。

(11) 石膏密闭墙灌注工作结束 24h 后，应拆除外板闭墙，观察石膏密闭成型情况。如有漏洞、裂纹，应用和好的石膏浆封堵。对于围岩有漏风裂隙，可在围岩中打小直径钻孔，采用小型泥浆泵，将槽中用 1:1（石膏粉与水）的配合比混合好的泥浆，用软管注入到钻孔内，达到封堵裂隙。泥浆泵的压力应大于 0.5MPa，以使石膏浆能沿着较小裂隙流动，达到较好的封堵效果。

六、矿用快速防火密闭

所谓矿用快速防火密闭墙，就是能够在较短的时间内，达到隔绝空气隔绝灭火的密闭墙。它适用于煤矿井下快速临时密闭，封堵巷道漏风，封闭火区，控制火势、烟雾等。目前国内矿山救护队使用的主要有气囊型和喷涂型快速充气密闭。

（一）气囊型快速充气密闭

气囊式快速密闭是矿山救护队在火灾抢险中用来迅速隔绝进入火区的风流，使火区因缺氧而迅速熄灭的抢险救护装置，防止灾情蔓延扩大，提高矿井的抗灾能力，对减少矿井火灾造成的经济损失及人员伤亡具有重要的现实意义。

1. 气囊式快速密闭特点

(1) 重量轻 (8~10kg 或 10~12kg), 携带操作方便, 施工速度快。使用高压氮气瓶 (150~200kg), 充气一般 4~8min 完成施工。

(2) 该气囊的形状随意性强、可大可小, 不受巷道断面及几何形状、支护类型的限制。

(3) 气密性强, 在无外力破坏的情况下, 可保持 48h 不泄漏, 封堵效果好, 漏风率一般在 3%~5%。

(4) 该气囊无易损和消耗件, 可以反复使用若干次。

2. 性能指标

(1) 气囊式快速密闭主要通过对弧形气囊充气后形成气囊骨架, 对封存堵布起到支撑作用, 同时又对巷道起到封堵作用, 从而达到封堵效果。

(2) 气囊的工作压力为 7~10kPa。

(3) 气囊的密闭性能: 当气囊内的压力达到最大工作压力 10kPa 时, 经过大于 24h 后, 气囊内的压力能保持在 7kPa 最小工作压力, 而不发生收缩, 封堵效果不受影响。

(4) 气囊的充气: 采用 2L 氮气瓶 2 个 (气瓶压力 20kPa), 一个瓶充气时间约 1.5~2min。若无氮气气源时可用皮老虎 2 个同时充空气, 充气时间约 5~6min。

(5) 气囊式快速密闭由直径为 250~300mm、展开长度为 8.4~8.7m 的弧形气囊与封堵组合而成, 二者可分开携带, 其重量分别为 8~10kg 和 10~12kg。

(6) 气囊式快速密闭采用具有抗静电、阻燃性能的材料, 气囊材料采用增强织物涂覆橡胶布粘合而成; 封堵布采用橡胶涂覆布。

3. 操作程序

使用前的准备:

- (1) 检查充气密闭是否完好, 是否漏气。
- (2) 准备好氮气瓶, 并检查其压力。
- (3) 检查充气接头是否完好, 挂钩是否短缺。

操作:

(1) 首先将封堵布正中间的挂钩, 挂在巷道的正中间位置, 然后挂两边的挂钩。封堵布的挂钩不得少于 7 个。

(2) 然后将气囊的正中间的挂钩, 挂在封堵布的中间位置。

(3) 打开气囊的进气阀门堵盖, 用连接管接好气囊及氮气瓶。

(4) 缓慢的打开氮气瓶阀门, 边充气边调整封堵布及气囊, 使布面平整, 巷道壁严密。

(5) 将气囊充至额定压力为 7~10kPa。

4. 注意事项

(1) 密闭的位置应选择在围岩稳定、无断层、巷道断面平整并且不大于 10m² 的地点。

(2) 为了防止爆炸, 快速充气密闭必须使用氮气。

(3) 不得在高温热源中使用。

(4) 氮气瓶的充气压力值最高不能超过 20MPa。

(二) 喷涂式快速密闭

轻质膨胀型封闭材料是一种新型的聚氨酯材料，它具有轻便、气密性好、防渗水、隔漏、保温防震，适用于煤矿井下封闭窒息火区。如果造快速临时密闭，封堵漏风，防渗水等。它以聚酯树脂和多种异氰酸脂为基料，辅以几种助剂和填料，分甲、乙两组分，按一定比例混合，经压气强力搅拌，通过喷枪均匀的喷洒在目的物上，即可在极短时间内发生化学反应，几秒钟后即由液态变成固态发泡成形，连续喷涂即形成泡沫塑料涂。

1. 手动喷涂设备构造及技术性能

为适应井下特殊地点封闭和堵漏的需要，手动喷涂设备以其不用电、携带方便，操作简单等优点适用于矿山救护队封闭火区、窒息火区等。其构造由五个部分组成：①喷枪；②计量泵；③药筒；④高压气瓶；⑤减压阀。

技术性能如下：

| | |
|----------|----------------------------------|
| 供气压力 | 0.18 ~ 0.2MPa (3L 钢瓶压力不低于 15MPa) |
| 供气量 | 70 ~ 100L/min |
| 计量泵转速 | 0.5 ~ 1.0r/s (计量泵每转为 12mL) |
| 喷涂能力 | 1.2 ~ 2.1kg/min |
| 最大有效喷涂面积 | 400mm × 300mm |
| 起泡时间 | 2 ~ 8s |

2. 喷涂工艺流程及操作方法

工艺流程如图 10-39 所示。

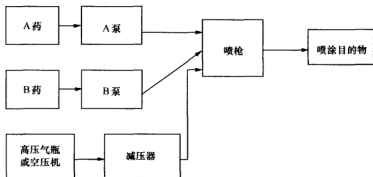


图 10-39 喷涂工艺流程

1) 操作方法

喷涂前，要对喷涂物进行简单处理，大的孔洞应填平，打临时密闭需打好骨架和衬底。喷涂时，先打开供气阀，待气压升到规定值后，打开两药管阀门，然后启动喷涂机计量泵按钮（或手摇计量泵），将 A、B 两药分别送入喷枪，经过高压气流的强力搅拌，均匀混合后，由喷枪口射到物体的表面，立即发生化学反应，几秒内硬化成型，连续喷涂可

迅速形成泡沫塑料涂层。

2) 注意事项

- (1) 喷涂时,持枪人不得将枪头对准其他人,以防发生意外。
- (2) 喷涂管路系统不得漏气或漏药,以免形象配比。
- (3) A、B药筒要严格区分,不能混装或倒错药剂。
- (4) 手动设备摇泵速度要与喷枪移动速度紧密配合,否则,喷涂层厚薄不均,影响密闭质量。
- (5) 喷涂药剂时,释放出的有害气体对眼睛、呼吸器官有刺激,要戴口罩和眼镜。
- (6) 不要将药液弄到有伤口的地方,以免引起发炎,不小心洒到伤口上时,要用水清洗。

3) 维护保养

(1) 喷涂完毕后,把泵关掉,但不关空气立即拆枪,把枪的零件浸泡在丙酮(或香蕉水)内进行清洗,然后拆掉料管(不能停压力),否则会引起残余物料在枪内发泡,会增加清洗麻烦。

(2) 若停机时间在24h内,对料筒剩余原液应进行封闭,以免空气进入,变质结皮。邻苯二甲酸二辛酯(DOP)混合液,A、B料筒各打循环5min,放光清洗液,再加入纯清的DOP打循环5min,停机即可。

第六节 其他装备

一、破拆装置

所谓破拆装置是指为了抢救人员和恢复生产而用于破坏建筑和设施、设备等专用装置。目前用于煤矿救护的有高压起重气垫系统和剪切、扩展两用钳系统。

(一) 高压起重气垫系统

高压起重垫是由高质量的橡胶制成,内部还有围绕四周的3层纤维加固层,有弹性、不漏气,抵抗各种阻力。每一个高压起重气垫都能承受20bar压力。

1. 工作原理

高压起重气垫通过压入最大压力8bar的压缩气体膨胀升起。压缩气体由空压机提供,经过控制元件和软管进入到气垫中,在压力作用下空气进入气垫并充满。当压力升到一定的程度时,高压起重气垫开始膨胀,提供足够的提升力,重物可被移动,随着高压起重气垫继续膨胀,有效的压力表面减小,导致提升的能力下降。

2. 使用方法

- (1) 首先将空气瓶的管连接在气垫和控制元件之间;
- (2) 将调压阀安装在气瓶上,将空气软管从调压连接到控制元件上,检查调压阀上的阀门和控制阀是否关闭;
- (3) 打开压缩空气瓶,高压表指示瓶中的压力(调压阀设定压力为8bar);
- (4) 将高压起重气垫放在要顶起的物体下面,该系统就可以使用了(+表示供气,-表示放气)。

3. 技术参数 (表 10-3)

表 10-3 技 术 参 数 表

| 项 目 | 支撑力/ 10^4 N | 最大支撑高度/mm | 厚度/mm | 质量/kg | 尺寸/mm |
|----------|---------------|-----------|-------|-------|------------|
| HCB5 气垫 | 5.1 | 150 | 22 | 2 | 270 × 270 |
| HCB12 气垫 | 12.2 | 225 | 25 | 5 | 408 × 408 |
| HCB18 气垫 | 18.3 | 240 | 25 | 6.8 | 360 × 660 |
| HCB24 气垫 | 24.4 | 215 | 25 | 9.5 | 310 × 1000 |

4. 故障及其处理

(1) 高压起重气垫不能升起：①检查控制器的气压；②检查要移动的重物；③检查供气瓶；④检查接头处是否连接好。

(2) 系统漏气：①提升操作时用木头垫片垫在重物下面；②检查压力，控制元件上要有压力安全阀；③检查各接头之间的连接处。

(3) 损坏和严重变形：立即停止使用该系统，交到销售商检查。

(二)、剪切、扩展两用钳系统

该系统为用液压泵驱动的双功能操作的液压工具，工作压力在 720bar。该工具具有切割、扩展等功能。

1. CT3120 型剪切、扩展两用钳

两用钳的构造如图 10-40 所示。

1) 技术参数

| | |
|--------|-----------------------|
| 最大工作压力 | 720bar |
| 最大剪切力 | 83.1kN |
| 最大剪开口 | 191mm |
| 尺 寸 | 655mm × 205mm × 161mm |
| 质 量 | 9.8kg |

2) 工作原理

从液压泵出来的油经过高压软管进入工具，若闭锁装置处于“0”位置，在大气压力下，油回到泵中，剪刀不能动作；闭锁装置处于 $\leftarrow \rightarrow$ （打开）位置，油注入活塞上腔，杆臂打开（扩张），活塞下面的油流回泵中；闭锁装置处于 $\rightarrow \leftarrow$ （关闭）位置，油注入活塞下腔，杆臂关闭，活塞上面的油返回到泵中。当卸压时，闭锁装置总是处于“0”位置，工具中的液压系统配有安全阀，如果到泵的回油线路被堵住或没有连接，安全阀会通过将油释放大气中，防止工具过压（千万不要改变安全阀的设置）。

3) 操作程序

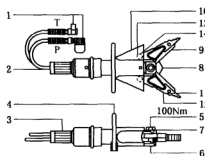


图 10-40 剪切、扩展两用钳示意图

- 1—自锁接头；2—安全卸压阀；3—闭锁装置；4—手提柄；
5—锁接螺栓；6—对中螺母；7—锁定环；8—切割孔；
9—切割刀刃；10—保护盖；11—扩展臂；12—扩展头；
13—锁接销；14—弹性挡圈

(1) 使用前的准备工作: ①检查泵是否处于中心卸压位置; ②去掉接头的防尘帽, 相互之间安装好; ③检查是否连接正确, 扣环是否处于正确位置。

(2) 扩张: ①将两个尖头放在要扩张的部件之间; ②将闭锁装置处于 $\leftarrow\rightarrow$ (打开) 位置; ③操作手动泵, 关闭卸压阀, 上下移动手柄, 杆臂打开“扩张”。

(3) 切割: ①将闭锁装置处于 $\rightarrow\leftarrow$ (关闭) 位置; ②操作手动泵, 关闭卸压阀, 上下移动手柄; ③将要切割的物体放在尽可能靠近剪口处, 合上钳子, 泵就会自动提供所要的压力。

(4) 拆卸: ①泵处于中位卸压位置; ②转动并向后滑移母接头与公接头断开; ③将防尘盖, 盖到相应的接头上。

4) 故障检查与排除

(1) 连接件连接不上, 或拆卸不下来:

检查: ①系统中是否有压力; ②内螺纹接头的锁定环。

排除: ①将泵设置在中心卸压位置; ②转内螺纹接头的锁定环。

(2) 仪器不能正常操作:

检查: ①所有的接头; ②泵上安全卸压阀的位置; ③泵上转换阀的位置; ④泵的油位。

排除: ①连接所有松弛的接头; ②将泵设在操作位置; ③将泵中的转换阀设置在正确的位置; ④往泵中添加合适的液压油。

(3) 仪器从安全阀处漏油: 检查所有接件。释放压力和连接所有松弛的连接件。

(4) 闭锁装置不能转动或不能自动回到原来位置: 检查: ①闭锁装置外部是否损坏; ②闭锁装置在其他位置是否卡住。

排除: 通知供货商。

(5) 切割不顺畅:

检查: ①钳子是否受损; ②铰螺栓的拉伸扭矩。

排除: ①研磨和锉剪刀; ②必须保证 100Nm。

5) 维护与保养

(1) 储存在干燥、通风好的地方;

(2) 检查控制手柄的运行情况;

(3) 检查软管、接头、剪切刀片;

(4) 最少每隔 3 个月, 检查设备功能;

(5) 用温水和肥皂液来清洗接头;

(6) 检查各部接头锁定, 滑动情况。

2. HTT1800V 手动泵

仪器构造如图 10-41 所示。

1) 工作原理

泵的操作手柄向上移动时, 液压油从油箱里被抽出, 流入活塞下腔; 操作手柄向下移动时, 油被压入系统中, 泵外壳中的反向阀自动使油传送的量随压力的增加而减少。

2) 操作程序

(1) 检查泵 (换向泵) 是否处于中位卸压位置;

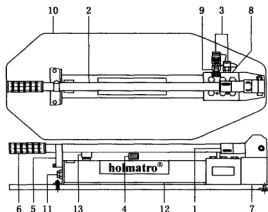


图 10-41 HTT1800V 手动泵

1—调节装置；2—操纵杆；3—自锁接头；4—油箱的通气孔；5—运输托架；6—手柄；7—导向防护装置；
8—安全卸压阀；9—卸压按钮；10—基座板；11—油量表/注油嘴；12—油箱；13—操作锁

- (2) 去掉接头的防尘帽，相互之间安装好；
- (3) 将接头相互插入；
- (4) 检查连接件是否连接适当，扣环是否处于正确位置上；
- (5) 关闭卸压阀，上下移动泵的操作手柄，就可以使用了；
- (6) 操作完毕，向后转动和滑移母接头，公接头露出；
- (7) 将防尘帽，盖到相应的接头上。

3) 技术参数

- (1) 允许工作压力：720bar；
- (2) 最大操作力：350N；
- (3) 油箱容量（有效）：1800mL；
- (4) 温度范围：-20 ~ +80℃；
- (5) 重量（待用状态）：14kg；
- (6) 尺寸：855mm × 400mm × 240mm。

4) 维护与保养

- (1) 储存在干燥，通风好的地方。
- (2) 清理所有接头，并确保所有接头盖上防尘盖。
- (3) 将泵的操作柄回原到水平位置，并扣上运输托架。
- (4) 检查接头是否自动锁住，接头不能打滑。
- (5) 最少每隔3个月，检查设备的功能。

5) 故障检查与排除

- (1) 接头连接不上，或拆卸不下来；检查系统中是否有压力；打开泵上的卸压阀。
- (2) 设备不能或不再能正常工作；

检查：①泵上卸压阀的位置；②泵是否处于水平位置及泵的外壳是否朝下。③泵的油

位。

排除方法：①关闭卸压阀；②将手动泵的泵壳放在水平位置或朝下；③重新往泵中添加油，只能使用荷马特指定的液压油。

(3) 油箱的通气孔漏油：检查泵的油位，重新往泵中填加油。

二、呼吸器校验仪

(一) 正压氧气呼吸器校验仪器

1. RZ25 氧气呼吸器检测仪

1) 仪器的使用范围

此仪器主要用于检测 BG4 闭路式氧气呼吸器、压缩空气呼吸器和呼吸防护面罩在使用前、检测中以及维修后的功能状态。

注：为了避免发生对压力表的损坏，请不要敲击、投掷或者是摔坏该仪器。

(1) 向后推动右手侧边的滑杆并拔出圆状手柄（风箱泵控制杆）。

(2) 拧开泄漏测试帽。

(3) 校准压力表零点。

2) 仪器的结构

RZ25 氧气呼吸器的结构如图 10-42 所示。

3) 技术参数

压力表测量范围

定量流量测试范围

刻度值等级

外型尺寸

质 量

-10 ~ +10mbar

①0.5 ~ 2.0L/min; ②2.0 ~ 5.0L/min

1.6%

340mm × 250mm × 315mm

大约 10kg

4) 测试

BG4 放置在左边，校验仪放置在右边，这样可以保证 BG4 容易地靠近校验仪，并可方便地操作校验仪；测试必须按指定的顺序进行。

检验低压报警的响应值步骤如下：

(1) 将试验接头拧入校验仪的接口上，卸下快速接头的密封帽，将快速接头插入试验接头内。

(2) 设置在“正压泵气”档。

(3) 慢慢泵气。

(4) 观察压力表：①当压力低于 1.25mbar 时，低压报警器会立即启动；②若仪器正常，声响报警、红色指示灯闪烁、000 到 005 出现 4 次。

检查吸气阀步骤：

(1) 设置在“正压泵气”档。

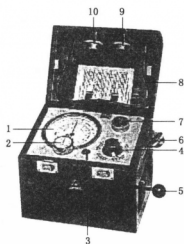


图 10-42 RZ25 氧气呼吸器结构

1—压力表；2—定时器；3—卸压按钮；4—测试类型选择开关；5—风箱泵；6—测试连接接口泄漏测试盖；7—测试连接接口；8—连接管；9—测试接口附加件；10—连接氧气呼吸器适配器

(2) 用手紧紧抱住呼气软管。

(3) 慢慢泵气直到压力表上指示为 10mbar, 如果系统示达到 10mbar: 更换吸气阀或阀片。

检查呼气阀步骤:

(1) 设置在“负压泵气”档。

(2) 用手紧紧捏住吸气软管。

(3) 慢慢泵气直到压力表上指示为 -10mbar, 如果系统显示未达到 -10mbar: 更换呼气阀或阀片。

检查排水阀步骤:

(1) 设置在“正压泵气”档。

(2) 连续泵气, 直到压力表上指示为 10mbar。

①当泵气时: 用密封帽的开口端罩住排气阀的顶杆, 握住密封帽直到其被气囊压力板压住为止。

②在 10mbar 时排水阀不能开启 (不能听到气流声) 在试验过程中产生的低压报警与本项目试验无关。

正压气密封性检查步骤:

(1) 设置在“气密测试”档。

(2) 压按钮直到压力为 7mbar。

(3) 开始观察: 1min 内压降不应大于 1mbar。

(4) 设置在“负压泵气”档, 使气囊卸压卸下密封帽。

检查排气阀步骤:

(1) 设置在“正压泵气”档。

(2) 连续泵气直到排气阀开。

(3) 读出压力表上的开启压力, 压力值必须在 4~7mbar 之间。

在试验过程中产生的低压报警与本项目试验无关。

高压气密测试步骤:

(1) 设置在“气密测试”档。

(2) 开启瓶阀。

(3) 观察显示器: 指示出气瓶压力。①若气瓶压力低于 165bar 给氧气瓶充氧; ②若气瓶压力大于 165bar, 报警声响一次; ③当压力显示器显示“CCr”信号时, 关闭气瓶。在大约 25s 后, 报警声响 1 次, 绿灯闪烁; ④当压力显示器显示“OCr”信号时, 开启瓶阀。高压测试完成; ⑤当压力显示器显示“Err”时, 报警声响 3 次, 红灯闪烁, 表示呼吸器有故障存在。

检查定量供氧步骤:

(1) 设置在“正压泵气”档。

(2) 连续泵气直到气囊鼓起。

(3) 泵气的过程中, 将密封帽打开。端罩住排气阀的顶杆。握住密封帽直到气囊的压力板压住密封帽为止。

(4) 设置在“供气量 0.5~2L/min”档。

- (5) 当指针停止摆动时, 读出红色刻度线上的供气值。
- (6) 定量供氧量应在 $1.5 \sim 1.8 \text{ L/min}$ 之间 (只适用于气瓶压力为 $180 \sim 200 \text{ bar}$)。

检查自动补给阀步骤:

- (1) 设置在“负压泵气”档, 呼吸气路自动泄压。
- (2) 泄压过程可以通过泵气来加快。
- (3) 卸下排气阀上的密封帽。
- (4) 慢慢泵气直到听到气囊内的自动补给阀开启 (“嘶嘶”的响声)。
- (5) 观察压力表: 自动补给阀应在 $0.1 \sim 2.5 \text{ mbar}$ 时开启。

检查手动补给阀步骤:

- (1) 设置在“气密测试”档。
- (2) 按下盖背部, 手动补给阀的红色按钮。听到氧气流进气路的声音, 并看到气囊鼓起。

检查低压报警步骤:

- (1) 关闭瓶阀。
- (2) 观察显示器, 在大约 55 bar 时发出报警。断续地发出声响报警, 红色指示灯闪烁。

- (3) 将快速接头从校验仪上拔出, 重新将密封帽套在快速接头上。

检查电池步骤:

在气瓶压力小于 5 bar 时, Monitron 电子报警器自动检查电池。

- (1) 若电池电能充足, Monitron 电子报警器在测试后立即关闭。
- (2) 若电池电能下降: 声报警响 5 次。红灯闪烁约 30 s 。显示器上显示出 “bat” 字母, Monitron 电子报警器随即自动关闭。在这种情况下, 仪器若在大于 -6°C 的环境下马上使用, 电池能量是足够的, 如果必要的话再更换电池。
- (3) 若电池电能不够: 声报警响 5 次, 红灯闪烁约 30 s , 然后一直亮。显示器上显示出 “bat” 字母, Monitron 电子报警器不能关闭。立即更换电池。

只有上述所有测试工作完成以后, 才可使用仪器。

2. BIOPAK240 正压氧呼吸器检测配件箱

1) 检测配件箱的使用范围

此检测配件箱只能适用于检测 BIOPAK240 正压氧气呼吸器, 可用于检测仪器的主要技术性能和指标, 以及仪器零部件的更换、消毒等专用工具箱。

2) 氧气恒定量检测

氧气恒定量在出厂前被调到 1.8 L/min , 在测定流量前, ①揭开外壳、呼吸舱盖取下 CO_2 吸收罐, 将自动补给阀和定量供氧装置的背面暴露出来。②把 Biopak 流量计插在流量限制器上。③使用木制刮舌片压板顶住膜片, 使其不能碰到自动补给阀。④打开已装满的氧气瓶阀门测定流量。在标准气压下, 流量在 1.92 L/min 左右, 可按当地气压大小加以调整。⑤在检测完后, 在专项日常维护记录卡上做好标记 (打钩)。

3) 高压管路气密检查

- (1) 把呼吸器平放在桌面上, 取下外壳及面罩。
- (2) 将充满气的氧气瓶装到呼吸器内。

(3) 拆下呼吸舱盖和 CO_2 清净罐。

(4) 是用木制刮片压板顶住膜片, 不能碰到自动补给阀。

(5) 开启氧气阀门。

(6) 使用检漏液或与氧气相容的检漏液检查每一根管路接头, 查找冒气泡以确定漏气部位。

4) 低压呼吸系统气密测试

(1) 从面罩上拆下呼吸管, 将它们接到漏气测试装置上。

(2) 将压力测试拉手旋钮插入该装置背面孔洞里, 转 $1/4$ 圈闭锁到位。

(3) 打开气瓶阀门, 直到测试装置上的气球正好稍微加压到大约 45° 角为止。如果气球充气过量, 利用测试装置的排气阀将气排掉, 可以使用手动补给阀给气球充气。

(4) 观察气球, 如果不是明显从大约 45° 角降到 0° , 说明呼吸系统不漏气 (观察气球从 45° 降到 0° 的整个下落情况。如: 从 45° 降到 35° 则为合格)。

5) 防雾剂的使用

用干燥、干净布在面罩内侧涂上防雾剂, 并用清洁软布轻擦镜片直到清楚可见。过量涂抹防雾剂, 可能会降低其效果。如果擦拭适宜, 透视内侧就留有足够的防雾剂, 用手擦拭就会留下指纹。涂抹完后, 在日常维护卡上打钩。

6) Biopak240 检验箱的保管维护

(1) 箱内的检测设备、工具、备件使用完后擦拭干净, 放入箱内不得丢失。

(2) 检测箱内设备应进行无油脂操作, 箱的表面不得有油迹、污迹。

(3) 在检测前检查漏气测试装置。流量计是否漏气、损坏。

(4) 仪器存放在干净、通风的室内, 存放环境不应有腐蚀的酸、油等物品。

(5) 仪器要远离热源在 1.5m 之外。

3. HAJ-II 型呼吸器检测仪

1) 结构

HAJ-II 型呼吸器检测仪主要由大流量计接口 1、小流量计接口 2、水柱压力计接口 3、放水接口 4、通气接口 5、气泵开关阀门 6、变换阀 7、气泵电源开关 8、电源及气泵指示 9、计时器 10、贮液盒 11、水柱压力计 12、小流量计 13、大流量计 14、箱体 15、面板 16、微调旋钮 17、气泵 18、微调水缸 19、水盒 20、气泵开关钮 (充、抽气拉手) 21、变换阀 (换向拉手) 22 构成。所有部件均牢固安装在面板和箱体上, 如图 10-43 所示。

2) 工作原理 (图 10-43)

该检测仪的气源由电动气泵供给, 氧气呼吸器的抽气与充气由气泵 18 来完成。接通电源, 打开气泵电源开关, 气泵便开始工作。气体以 $8 \sim 12\text{L}/\text{min}$ 的速率通过导气管进入换向阀; 气流是通过换向阀拉手 (钮) 动作来改变方向, 以实现正压和负压的转换。拉手拉出时的气流为负压气流, 推入时的气流为正压气流。从变换阀流出 (入) 的气流通过气泵开关关闭阀门 (开闭阀门) 实现气流的打开与截止, 气流通过气口接水柱压力口进入 (出) 水盒, 以实现水柱压力对呼吸器低压系统相关程序的检测。微调水缸通过微调旋钮推拉活塞实现压力计零位校准。

检测仪配有大、小两个量程的浮子流量计, 通过流量计接口可分别测定呼吸器相关部件的大、小流量值。

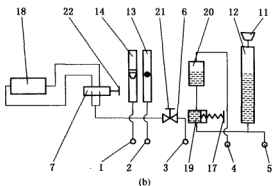
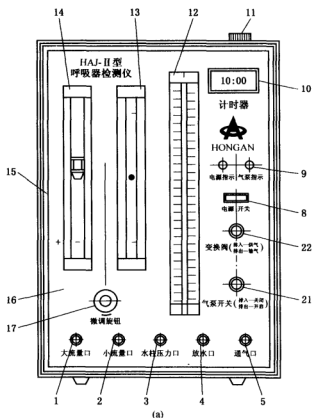


图 10-43 HAJ-II 型呼吸器检测仪结构与工作原理图

a—正面结构示意图；b—工作原理示意图

3) 各主要部件用途

(1) 大流量计接口 1: 通过导管和专用接头与手补供氧管、自补阀连接, 分别测量手动补给供氧量和自动补给供氧量;

(2) 小流量计接口 2: 通过导管和胶塞与呼吸器软管连接, 或通过导管专用插头与自动补给阀阀体连接, 测定其定量孔的定量供氧量;

(3) 水柱压力计接口 3: 通过导管胶塞与呼吸器软管连接测定其相关压力值;

(4) 放水接口 4: 当压力计注水过多或压力计内水质受到污染时拧下堵帽, 并向外放水;

(5) 通气接口 5: 通过快速三通接头(辅具)的导管胶塞与压力接口、呼吸器软管连接, 测定呼吸器的正压、负压性能和气密性; 自动排气阀开启压力值; 自动补给阀开启压力值;

(6) 气泵开关(开闭拉手) 21 拉出或推进实现气流的打开与截止, 拉出供气, 推入截止。它是开闭阀门 6 的操作柄;

(7) 变换阀(换向拉手) 22 拉出或推进实现气流流向的正压或负压。它是变换阀 7 的操作柄;

(8) 气泵电源开关(气泵电开关) 8 用以开启与停止气泵的工作;

(9) 水柱压力计 12: 用以测定呼吸器低压系统相关项的压力指标;

(10) 微调旋钮 17: 当水柱压力计液面高于或低于零位时, 可用微型调节旋钮调节水位至零位;

(11) 气泵 18: 是本检测仪的工作气源, 抽气与充气均由此部件来实现。

(12) 计时器 10: 在测试正、负压和定量流量计时使用。

(13) 贮液盒 11: 水位低于 0 位时注水使用。

(14) 小流量计 13: 测试呼吸器定量供氧流量。

(15) 大流量计 14: 测试呼吸器正压特性及手补给气量。

(16) 箱体 15、面板 16: 安装仪器的操作、使用所需部件。

4) 使用方法

呼吸器整机的检测如下:

(1) 呼吸器正压气密性检验。先将气泵开关的开闭拉手拉出、换向钮推入, 把三通连管带胶塞的一端连接于呼吸器吸(呼)气软管, 三通的另两个接口分别接充气胶球和检测仪水柱压力口 3, 再用一根带胶塞的导管一端接检测仪通气口 5, 另端胶塞与呼(吸)气软管接头封塞, 用排气阀专用插销插入下壳体底部长孔, 旋转 90°, 以使呼吸器排气阀处于关闭状态。打开气泵电源开关, 观察压力计水柱液面, 当水柱液面上升到规定值(一般为 1200Pa)时, 立即将开闭拉手推入, 电源开关关闭, 并开始计时。检查呼吸器的正压气密性指标: 水柱液面保持 1min 压力下降值 $\leq 30\text{Pa}$ 为合格。

(2) 呼吸器的负压气密性检验。在排气阀处于正常工作状态下, 将换向阀拉出, 开闭拉手拉出, 打开电源开关, 观察压力计水柱下降至规定值时, 立即将开闭拉手推入, 并开始计时, 检查呼吸器的负压气密性指标(正压氧气呼吸器不适用)。

(3) 呼吸器排气阀开启压力检验。从呼吸器下壳体底部长孔内拔出插销, 用两根带胶塞的导管, 胶塞端分别与呼气和吸气软管接头密闭; 导管的另一端分别接通气口 5 和水柱压力口 3, 将换向阀拉手推入, 开闭拉手拉出, 打开气泵电源开关, 向呼吸器系统内供气, 同时观察水柱压力计液面。水柱面不再上升时的压力值即为呼吸器排气开启压力。其开启压力在 400 ~ 700Pa 之间为合格。

(4) 呼吸器自补阀自动补给开启压力检测。用一根带胶塞的导管, 胶塞端接吸气软管接头胶塞封闭, 导管端接通气口; 再用一根一端带胶塞、另一端为三通的导管, 胶塞端与呼气软管接头胶塞封闭, 三通的另两个接口分别接水柱压力口和胶球, 并使胶球管开启。拉出开闭钮拉手, 推入换向阀拉手, 打开气泵电源开关, 向呼吸器系统内充气, 观察水柱压力计液面不再上升示值即为自动补给的开启压力值, 其开启压力在 50 ~ 150Pa 范围内为合格。

(5) 呼吸器的定量供氧量检测。本检测仪配有两种定量供氧量的检测方法, 供不同型号的氧气呼吸器进行检测。

①将三通连接管的接通气口的一端换接到小流量计口上, 另外两端不变, 同时将呼(吸)气软管用胶塞堵封, 打开呼吸器氧气瓶开关, 向呼吸器系统内供气, 当气室充满时, 观察流量计上的指示值, 即为定量供氧值。

注: 此法测定量供氧的速度虽快, 但不够精确, 因被测气路容积(气囊、导气软管等)的变化对测量数值的重复性、稳定性有一定影响, 因此应尽可能使气路保持稳定。

②精确测定法。打开上壳体 and 呼吸舱盖, 取出清净罐, 用带专用接头的 PU 导管(4 × 6)一端接小流量计口, 另一端专用接头与自补阀体插接; 在呼吸舱周边缝内 45° 方向插入木舌板并用力下压膜片(气囊)以防自动补给阀打开; 打开氧气瓶开关(氧气瓶压力保持 10MPa 为标准依据)观察流量计浮子指示的稳定读数, 读数在 1.5 ~ 1.8L/min 内为合格。

(6) 自动补给供氧量。打开上壳体及呼吸舱盖, 取下呼吸舱膜片(气囊)、舌瓣, 把自动补给阀与带导管的专用开启装置连接好, 导管一端接大流量计口, 然后打开氧气瓶开关(表压 10MPa), 观察大流量计浮子指示值, 读数大于 80L/min 为合格。

注: 此项性能指标在日常战备维护时, 不进行检测。

(7) 手动补给供氧量检验。拆下呼吸舱上手补供氧接头, 用带专用接头的导管专用接头端与手补供氧管上螺母连接, 另一端与大流量计口接头连接, 打开呼吸器氧气瓶开关(表压通常为 10MPa), 按动手补阀, 观察大流量计浮子指示值, 读数大于 80L/min 为合格。

注: 此项性能指标在日常战备维护中不进行检测。

呼吸器主要部件的检验如下:

(1) 呼吸舱和冷却罐的气密性检验。拆开呼吸舱上防扭转胶盖, 松开定量供氧接头与手补供氧接头螺母, 用专用堵头堵封呼吸舱上定量供氧接头与手补供氧接头, 呼(吸)气软管一端用胶塞堵封, 另一端接三通连管, 必要时卸取该部件并用胶球充气浸水试验, 观察有无气泡溢出。

(2) 清净罐装药后的通气阻力测试。测试方法: 拆下呼吸舱上的定量供氧与手补供氧接头螺母, 取下呼吸舱、定量供氧管, 用带专用接头的导管与开关控制阀接通, 打开氧气瓶, 由开关控制阀控制通入 30L/min 的稳定气流, 观察记录清净罐内装药后的通气阻力、该指示值减去未装药前系统的空白阻力即为清净罐装药后的通气阻力。测量结果小于 98Pa 为合格。

(二) AJH-3 型氧气呼吸器校验仪

1. 用途

AJH-3 型氧气呼吸器校验仪能对各种氧气呼吸器及组件的性能进行检查或校验。也

可用于气体压力、流量的检查。

该仪器可以检查呼吸器的整机及组件的 10 项性能：

- (1) 呼吸器在正压情况下的气密程度。
- (2) 呼吸器在负压情况下的气密程度。
- (3) 清浄罐装药后的阻力。
- (4) 自动补给阀的启闭动作压力。
- (5) 呼吸器定量供氧流量。
- (6) 呼吸器的自动补给氧气流量。
- (7) 呼气阀在负压（呼吸）情况下的气密程度。
- (8) 呼气阀在正压（呼吸）情况下的气密程度。
- (9) 清浄罐的气密程度。
- (10) 自动排气阀的启闭动作压力。

2. 主要技术参数

(1) 压力检测参数。压力范围：-980 ~ +1176Pa（-100 ~ 120mmH₂O）；精度：2.5 级。

(2) 流量检测参数。测量范围：①大流量计：10L/min；②小流量计：20L/min，精度：2.5 级；测量比：1:10。

(3) 手摇泵供气流量（40 次/min 往复计）：12L/min。

(4) 定量供气流量：0 ~ 60L/min。

(5) 重量（不包括附件和备件）：8kg。

(6) 外形尺寸：360mm × 210mm × 190mm。

3. 构造

AJH-3 型氧气呼吸器校验仪（图 10-44）由两个部分组成：上部是测量单元，下部是供气单元。

1) 测量单元构成

- (1) 2L/min 玻璃管转子流量计；
- (2) 100L/min 玻璃管转子流量计；
- (3) -1000 ~ +1200Pa（-100 ~ 0 ~ 120mmH₂O）液体压力计（能兼作气压抵抗器）。

2) 下部的供气单元构成

(1) 手摇泵、单向阀、换向阀、手摇供气接头，通过气管连接，它们构成了仪器的手摇供气系统。

(2) 外接氧气瓶接头，减压器、压力表、流量表，定量供气接头，按照各部工作压力的大小，分别用不同的气管连接，组成仪器的确定流量系统。

4. AJH-3 型氧气呼吸器校验仪的使用、保管及维护方法

1) 氧气呼吸器的检查方法

(1) 氧气呼吸器在正压情况下的气密性检查（图 10-45）。

先将氧气呼吸器的自动排气阀上安放一个垫环，使自动排气阀在气囊内压力增大时不会开启。然后用口具接头 3 和两条带螺纹结头的橡皮单管 2、4 把氧气呼吸器的口具与校

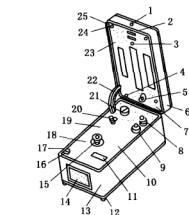


图 10-44 AJH-3 型氧气呼吸器校验仪

1—扣锁按钮；2—气压抵抗器接头；3—水柱压力器接头；
4—小流量剂接头；5—水柱调零手柄；6—上箱盖；7—大
流量剂接头；8—减压器调节旋钮；9—外接氧气瓶接头；
10—手摇泵摇把；11—铭牌；12—垫脚；13—下箱体；
14—提手；15—换向阀旋钮；16—弹力垫；17—手摇
供气接头；18—下护板；19—定量供气氧接头；20—流
量调节阀；21—氧气压力表；22—支架；
23—上护板；24—护板螺钉；25—垫圈

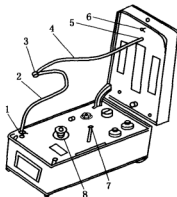


图 10-45 呼吸器整机性能的检查

1—手摇供气接头；2—单管；3—口具接
头；4—单管；5—水柱计接头；6—抵抗
器接头；7—手摇泵摇把；8—换向阀旋钮

验仪的手摇供气接头 1 和水柱计接头 5 连接好。并将抵抗器接头 6 打开。

把换向阀的旋钮 8 转到“+”号。然后摇动手摇泵，将空气压入呼吸器系统内，直至水柱压力计内液柱上升至大于 1000Pa 压力。同时将换向阀的旋钮 8 转到“0”号上，水柱平衡时观察下降速度。

氧气呼吸器在 1000Pa 压力下，保持 1min，压力下将不得超过 30Pa。

向呼吸器系统输气时，整理气囊，使气体能顺利充满，以保证测量的准确性。

(2) 在负压情况下氧气呼吸器的气密性检查，连接方法与前节相同。

将换向阀旋钮 8 转到“-”号。然后摇动手摇泵，把呼吸器系统内的空气抽出。直至水柱压力计中的水柱降至 -800Pa 为止，并将换向阀的旋钮 8 转到“0”号上，观察水柱的上升速度，每分钟不超过 30Pa 为合格。

(3) 自动排气阀的启闭动作压力检查。连接方法与前节相同。

取掉安放在排气阀上的垫环，把换向阀的旋钮转到“+”号，用手摇泵向呼吸器系统输气，当气囊充满时，将换向阀的旋钮转到“0”号。然后打开被检查的呼吸器的氧气瓶开关，根据水柱液面的高度，确定自动排气阀开启动作的压力。

当呼吸器在水平位置时，自动排气阀开启动作压力应在 200 ~ 300Pa 范围内，否则应调整排气阀。

(4) 自动补给阀的启闭动作检查。连接方法与前节相同。将换向阀旋钮 8 转到“-”号。然后打开被检查呼吸器的氧气瓶开关。一面利用手摇泵从氧气瓶中向外抽气，一面观察

水柱压力计的液面高度。当被检呼吸器在水平位置时,自动补给阀的开启动作压力应在 $-150 \sim -250\text{Pa}$ 范围内。这是补给的氧气不断输入,手摇泵继续抽气,水柱液面高度应无显著下降。

如自动补给阀开启时的负压不在上述范围内,则需调整自动补给。

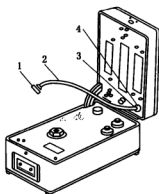


图 10-46 定量供氧流量检查

1—M20 接头; 2—单管; 3—M10 接头;
4—小流量计接头

(5) 呼吸器定量供氧流量检查(图 10-46)。

检查呼吸器定量供氧流量,就是测定通过被检呼吸器的供氧装置的节流孔,所供出的氧气流量是否正常。

拆下被检呼吸器的气囊,用 M20 接头 1、单管 2 和 M10 接头 3 将被检呼吸器的供气装置(自动肺或减压器的输出接头)与校验仪的小流量接头 4 连接上。

检查时,打开被检呼吸器的氧气瓶开关,根据小流量计浮子上升到平衡位置时的指示值,读出被检呼吸器定量供氧流量值。

对于中等体力劳动条件下使用呼吸器,一般应根据佩用者呼吸量大小将氧气呼吸器的定量供氧流量调整到 $1.1 \sim 1.3\text{L/min}$ 。

2) 保管与维护

- (1) 仪器应存放在干燥通风的室内。存放的环境中,不应有能引起仪器腐蚀的杂质。
- (2) 仪器使用完后,应用附属管口帽将各接头密封好,用干布擦净表面,然后扣上扣锁,并将全部校验工具,接头等整理好放入工具袋中。
- (3) 水柱压力计注水时,应先将零位调节旋钮全部退出,以便使调零胶球中的气泡完全排出,然后用调零旋钮将水平面大致调到零位。
- (4) 使用水柱压力计时,应调水柱零位。
- (5) 仪器在使用前,需检查自身的气密性,方法是:用 M10 接头和单管把仪器的手摇供气接头和水柱计接头连接好,然后用手摇泵输气加压,直到水柱指示为 1200Pa 时,将换向阀旋钮转到“0”号,1min 内水柱下降不超过 30Pa 为合格。
- (6) 使用仪器时,应无油脂操作,手、工具等应事先用肥皂清洗。
- (7) 水柱压力计和流量计的玻璃管,如有污迹可以定期拆洗。
- (8) 手摇泵的密封垫圈和换向阀的密封环等,发现不气密时应予更换。
- (9) 流量阀下的过滤镍网及螺旋导管两端的过滤镍网,应定期拆洗或更换,以免异物堵塞。

三、氧气充填泵

(一) 氧气充填泵的用途

AE102 型氧气充填泵的主要用途,是将氧气从大输气瓶中抽出并充填到小容积的氧气瓶内,使其压力提高到 30MPa (约 300kgf/cm^2)。

它主要是为矿山救护队充填氧气使用,又可供化工、石油、医疗、消防和其他有关部

门应用。

(二) 氧气充填泵的技术特性

- (1) 最大排气压力: 30MPa。
- (2) 吸入条件下的排气量: 3L/min。
- (3) 级数: 2。
- (4) 最大压缩比: 8。
- (5) 曲轴转数: 440min。
- (6) 柱塞行程: 30mm。
- (7) 一级柱塞直径: 18mm, 二级柱塞直径: 12mm。
- (8) 三相电动机参数如下:

| | |
|----|-----------|
| 型号 | y100L1-4 |
| 功率 | 2.2kW |
| 电压 | 220/380V |
| 转数 | 1410r/min |

- (9) 外形尺寸: 860mm × 565mm × 640mm。

- (10) 质量: 116kg。

(三) 氧气充填泵的结构与工作原理

1. 结构

氧气充填泵由操纵板、压缩机、水箱组、机座等组成。

1) 操纵板 (图 10-47)

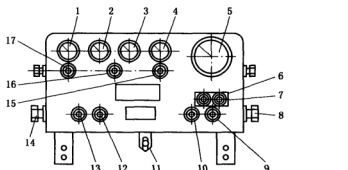


图 10-47 操纵板图

- 1、4—输气压力表；2—一级排气压力表；3—二级排气压力表；5—电接点压力表；
6—启动按钮；7—停止按钮；8、14—小瓶接头放气开关；9、13—小瓶开关；
10、12—放气开关；11—气水分离器；15、17—输气开关；16—集合开关

操纵板上面固定了从大输气瓶充填到小容积氧气瓶整个操纵系统的开关、管路、指示仪表和接头。其中：

- (1) 输气开关 15、17 通过输气导管与大输气瓶相连接；
- (2) 输气压力表 1、4 用来指示大输气瓶内的氧气压力；

- (3) 集合开关 16 是控制氧气从大输气瓶直接充到小氧气瓶之用;
- (4) 压力表 2 用来指示一级气缸的排气压力 (同样是二级气缸的进气压力);
- (5) 压力表 3 和电接点压力表 5 指示充填到小氧气瓶内的氧气压力;
- (6) 启动按钮 6 是使泵启动运转的开关;
- (7) 停止按钮 7 是使泵停止运转的开关。

气水分离器作为排除冷凝水使用。在气水分离器上安置一个单向阀:使被充填到小氧气瓶内的氧气不倒流;另外,当小氧气瓶内被充填的压力为 $31 \sim 32 \text{ MPa}$ (约 $310 \sim 320 \text{ kgf/cm}^2$) 时,可通过气水分离器上的安全阀自动开启,向外排气泄压,如系统中的压力继续上升为 33 MPa (约 330 kgf/cm^2) 时,可通过电接点压力表 5 的作用,自动切断电源而停车,起双重安全保护作用。

放气开关 10、12 作为排除接小瓶开关 9、13 中的残余气体。

2) 压缩机

压缩机系由曲轴、连杆、十字头机构构成。曲轴的两个曲拐互成 180° 的角度,曲轴箱系采用全封闭式的飞溅润滑,在曲轴两端放置的耐油橡胶密封环,是防止机械油从机体内部漏出;在十字头上部设置的波纹密封罩,可防止与高压氧气相接触的零件不受机体内油质沾污,同时也避免水-甘油润滑油渗入机体内,使机械油乳化。此外,在曲轴箱上设置一个四孔档板的注油孔螺丝及油窗。

柱塞、十字头的连接采用球面及平面关节浮动结构,可使柱塞头部随球面转动及沿平面移动,满足柱塞在上、下往复运动中的正确导向。

高压气体密封结构采用八个特制的抗磨密封垫。

为加强冷却和密封效果,采用大、小水箱组合结构,大水箱内装有一级排气、二级排气两组高压螺旋管,并可采用自来水循环冷却。小水箱内装有 80% 蒸馏水加 20% 纯净化学甘油 (丙三醇) 混合液 2L (升),依靠曲轴末端的水泵,使水-甘油润滑油不断地送到水环 5 和水冷套 3 中,并由出水接头 14 流回小水箱中,并可定期地取出小水箱,进行清洗和更换小水箱内的水-甘油润滑油。在水环上放置一个耐油橡胶密封环,用以防止水-甘油润滑油的漏出。

3) 电气系统

机座的右侧内装有电气控制线路和电动机等,它是氧气充填泵的基础;其电气线路图,如图 10-48 所示,图中 K1 及 RD 为用户外接电源的闸刀开关及保险丝。

在操纵前,应将机座系右侧电源开关打开,电源指示灯显示,并按下启动按钮 6 时,泵就启动运转。当泵停止使用时,要切断电源。

2. 工作原理

在一、二级气缸的两端均装有吸气阀、排气阀 (俗称单向阀),其作用是控制气流的一定方向,而吸、排气阀质量的优劣对充气速度的快慢有较显著的影响。

当一级柱塞向下运动时,一级气缸内的气体随之膨胀,压力降低,当一级气缸内的压力低于输气瓶内气体压力时,一级吸气阀自动启开,气体由输气瓶流入一级气缸内;当一级柱塞向上运动时,气缸内气体被压缩,压力升高,当其压力大于二级气缸内气体压力时 (由于两曲拐互成 180° , 此时二级柱塞向下运动), 一级气缸的排气阀和二级气缸的吸气阀均打开,一级气缸内气体便流入二级气缸内;当二级气缸内柱塞向上运动时,二级气缸

内的气体被压缩,压力升高。当其压力大于小氧气瓶内气体压力时,二级排气阀打开,二级气缸内的气体便通过气水分离器上的单向阀流入到小氧气瓶内,即完成一次充气。以后柱塞每往复运动一次即充气一次。

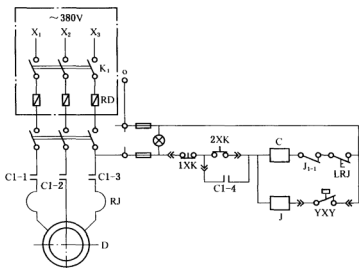


图 10-48 电气线路图

(四) 氧气充填泵的使用方法

1. 使用前的注意事项

- (1) 充填泵应选择在干净无油污的房间内进行工作,使用环境的温度不低于 0°C 。
- (2) 充填泵可用螺栓固定在水平的基台上,也可以放置在水平的基台上。充填泵与基台间应放置减振的厚橡胶板,与基台接触应平稳,地脚螺栓孔距为 $740\text{mm} \times 420\text{mm}$ 。
- (3) 严禁任何脂肪物体及浸油物体与氧气和水-甘油润滑液相接触的零件接触。
- (4) 在首次使用前应将机械油注入到机体内,并在每次更换机械油后,必须除去机体外部的油脂并且擦干净,绝不允许机油从上、下机体的接合处、各密封环处及密封罩处往外渗漏。
- (5) 使用地点严禁吸烟,工作人员必须穿上没有油污的洁净衣服,工作前必须用肥皂仔细地把手洗净。应建立相应的禁烟、禁油制度。
- (6) 所有使用的工具必须经过清洗除油后,再用棉纱彻底擦干净。
- (7) 电动机的接线必须良好,网路内应设置有保险丝和接地线。
- (8) 凡是与氧气及水-甘油润滑液相接触的零件应定期进行清洗,充气前用压缩氧气吹净。清洗材料有:乙醚、酒精、四氯化碳。

2. 使用前的检查

- (1) 当充填泵工作前,应仔细地检查各部位是否清洁可靠,还应将管路系统中充满 $30 \sim 32\text{MPa}$ (约为 $300 \sim 320\text{kgf/cm}^2$) 的氧气,用肥皂水检查各处是否漏气,如发现有

良现象应及时设法排除（如勉强使用，不但充气效率低，而且还会发生危险）。

（2）检查曲轴旋转方向与皮带罩上箭头方向是否一致。

（3）单向阀检查。应关上集合开关进行充气，观察各压力表的变化情况，如果一级排气压力和一级进气压力接近或相等，说明一级气缸的吸、排气阀失灵；如果二级排气压力和一级排气压力接近或相等，说明二级气缸的吸、排气阀失灵。

（4）安全阀可靠性检查。关上集合开关进行充气，当充气压力为 $31 \sim 33 \text{ MPa}$ （约 $310 \sim 330 \text{ kgf/cm}^2$ ）时安全阀应自动开启排气。

3. 充气过程

这个过程也就是将氧气从大输气瓶充填到小氧气瓶的操作过程，其过程如下：

（1）分别接上输气瓶及小氧气瓶。

（2）打开输气开关、集合开关，使输气瓶内氧气自动地流入小氧气瓶内，直到压力平衡时为止。

（3）关上集合开关，进行充气（观察各压力表的变化），直到小氧气瓶内的压力达到需要时为止（当充气压力为 30 MPa 时，必须选用耐气压为 30 MPa 的小氧气瓶）。

（4）打开集合开关，关闭小氧气瓶开关及接小瓶开关，并打开放气开关，放出残余气体后，卸下小氧气瓶。

（5）再次进行充气时，应按上述重复进行。

4. 几点注意事项

（1）应接好冷却水箱的自来水，并应畅通无阻，以降低温度。

（2）充气时气缸表面温度升高较快（大约有 60°C 左右），这是正常现象。

（3）确定电接点压力表自动停泵的控制压力应大于安全阀的排气压力，即在正常情况下应有安全阀起作用，电接点压力表的自动控制特殊情况起安全保护作用。

（4）每次充气前，应将充填泵空运转几分钟，观察各部位运行是否正常，运行正常后进行充气；一旦发现有噪音及其他不正常现象时，应停泵修理，正常后方能使用。

（5）充填泵运行一定时间后，如发现气缸漏气时，可将气缸卸下，用专用搬子拧紧压紧螺帽（每次拧紧螺帽深度为 $1 \sim 1.5$ 扣左右）如压紧螺帽已拧到头时，可更换压紧螺帽继续压紧使用，并将气缸再安装在充填泵上继续使用。

（6）充填泵工作完毕后应切断电源，关闭输气瓶开关，并从气水分离器中放出冷凝水。

（7）必须选用额定压力为 30 MPa 的小氧气瓶进行 30 MPa 压力的氧气充填。

复习思考题

1. 简述 AHG-4 型氧气呼吸器的工作原理、技术特征和主要部件。
2. 简述 AHY-6 型氧气呼吸器的工作原理、技术特征和主要部件。
3. 简述 BIOPAK240 型正压呼吸器的工作原理、技术特征和主要部件。
4. 简述 BG4 型氧气呼吸器的工作原理、技术特征和主要部件。
5. ASZ-30 型自动苏生器的用途和使用范围是什么？
6. 使用 ASZ-30 型自动苏生器对伤员的检查包括哪些步骤？

7. AZL-60 型过滤式自救器的工作原理和适用条件是什么?
8. AZH-40 型化学氧自救器的工作原理和主要构成有哪些?
9. AYG-60 型压缩氧自救器的技术参数有哪些?
10. 简述 PXS-1 型声能电话的工作原理、使用方法。
11. RB2000 救灾通讯的工作原理和主要组成有哪些?
12. AQG-1 型瓦斯鉴定器的工作原理和使用前的准备工作有哪些?
13. J-1 型 CO 鉴定器如何检测高、低浓度气体?
14. DKL-1 型生命探测仪的工作原理是什么?
15. BGP-400 型高倍数泡沫灭火机的工作原理和使用方法有哪些?
16. 简述 DQ-400/500 惰气发生装置的工作原理、组成部分和操作系统。
17. MKY-360 型 CO₂ 发生装置的构造和使用时的注意事项是什么?
18. RZ25 效验仪可以效验氧气呼吸器的哪 12 项指标?
19. 简述 HAJ-3 型效验仪的工作原理和用途。
20. 简述 AE102 型氧气充填泵的工作原理和充气过程。

第十一章 矿山救护训练

第一节 概 述

一、训练的基本原则

矿山救护队的训练,是完成应急救援工作、保证安全有效实施灾害处理的基础提倡科学练兵,遵循训练的基本原则,是做好这项工作的根本保证。

1. 训战一致的原则

训战一致,是针对新时期矿山救援的特点和要求,紧密结合所承担的救灾任务,努力缩短与实战的距离,做到“仗怎么打,兵就怎么练”,提高队伍战斗力。

2. 从难从严的原则

从难从严,就是把矿山救护训练放在处置那些现场环境险恶、情况复杂、处理难度大、容易造成大量人员伤亡的灾害事故上,立足于“救大灾、打恶仗”,研究重点、难点,结合救护队现有装备和战术原则,利用训练设施,加强技术研究,提高训练质量。

3. 分类施训的原则

分类施训,是依据矿山救护队担负的各类救援任务,结合本区域的灾害情况及本队伍的装备情况,实施分类训练。

4. 规范施训的原则

规范施训,是指按照训练标准要求规定的内容进行全面、系统、严格、规范的训练,加强训练管理,保持良好的训练秩序,克服训练中的盲目性和随意性,要科学区分训练任务,合理确定训练人员、训练时间、训练内容和质量指标,周密计划,加强控制与协调。

5. 科学施训的原则

科学施训,是指注重提高训练的质量效果和效率,挖掘救护队伍的训练潜力,遵循训练过程的客观规律进行训练。科学训练在训练过程中表现为以下几个方面:运用现代化的科学技术手段,使用先进的训练设施、训练场地、训练器材以及有效的方法手段等。

二、组训形式与方法

(一) 组训形式

组织训练的形式,是指训练活动的组织方式,简称为组训形式。它主要依据训练的基本规律、训练对象的实际情况及训练设施而定。科学的组训形式对提高训练效果和队伍战斗力、调动受训人员积极性、增强训练针对性有着十分重要的作用。基本的组训形式主要有3种。

1. 按建制训练

按建制训练,是以按建制单位为基础训练单位组织实施训练的一种组训形式。采用这种组训形式,对于提高训练质量具有重要作用。按建制训练,训练组织系统层次清晰,隶属关系明确,责任清楚,便于各级指挥员按级任教;指挥员可以全面熟悉部属,进行有效的管理教育,培养作风纪律,做到训管一致;利于以老带新,便于提高和增强指挥员组织指挥能力、谋略水平和队伍的协同观念与整体战斗力。

2. 按队龄分训

按队龄分训,是对新老队员分别进行编组,按各自的训练内容,进行不同进度训练的一种组训形式。按队龄分训通常在共同和专业基础训练阶段进行。采用这种组训形式,能避免训练内容上的重复,增强训练的针对性,调动受训者的积极性;能使新队员打牢基础,老队员拓展训练面。

3. 基地训练

基地训练,是指在拥有专设的训练、管理机构,完善的训练、生活保障设施,能显示复杂作战环境,模拟灾情性质的综合训练场地进行训练的一种组训形式。

基地训练,如在高温浓烟演习坑道内进行的演练。要以轮训的形式分期分批进行。队伍在组织救援课题的实兵演练时,应充分利用训练基地进行多课题、多力量、大难度的连贯演练,使队伍尤其是各级指挥员,在演练中练指挥、练谋略、练协同,促使战法研究成果转化为队伍的实际作战能力。

(二) 组训方法

组训方法主要是指掌握装备、器材使用以及其他专门技术的方式方法。基本的组训方法有以下几种:

(1) 体会练习。体会练习是受训者按照教练员讲解的动作要领自行琢磨体会的练习方法。通常用于单兵动作或器材操作课的训练。

(2) 模仿练习。模仿练习是受训者仿效教练员的动作进行练习的方法。通常用于动作难度大、器材操作要求高的训练。其基本形式是在教练员带领下,教练员做一个动作,受训者跟着做一个动作。

(3) 分解练习。分解练习是把完整动作按其动作环节分成几个步骤进行练习的方法。此方法能较好的体现循序渐进的原则,减少受训者初学的困难,便于进行完整动作练习。

(4) 连贯练习。连贯练习是使受训者经过分解练习基本掌握了各部分动作要领后对整体动作进行连接贯通练习的方法。此方法可使受训者建立正确完整的动作概念,从而快、准、好地掌握完整动作。

(5) 单个教练。单个教练是教练员对单个受训者进行训练地一种教学活动。此方法可使受训者正确掌握动作要领,及时纠正错误动作。单个教练通常用于单兵动作课的训练。

(6) 分组练习。分组练习是将受训者分成若干人一个小组进行练习的一种方法。它便于受训者相互观摩、相互促进、相互纠正动作。

(7) 集体练习。集体练习是指教练员组织受训者一起进行练习的一种方法。通常在受训者能独立操作或需要受训者集体操作和行动时,由教练员或小队长带领,锻炼集体协调一致的动作。

（三）组训要求

1. 与训练目的相适应

训练目的是训练的出发和归宿点，训练的目的不同必然导致训练方法的不同。例如：日常训练，其目的是为了提高队伍的战斗力，为做好准备，在训练的方法上则要注重科学、灵活、高效；技术训练，其目的是掌握操作技能，为战术训练打好基础，因此，训练的方法主要是采用示范法、作业法；而战术训练的目的是提高指挥员的组织指挥能力和队伍的整体作战能力，训练方法则主要运用演习法等。

2. 与训练内容相适应

训练方法的实质是以一定的方式、方法使受训者掌握既定的训练内容，它直接为训练内容服务。因此，强调训练方法必须与内容相适应，是选择和确定训练方法的基本原则。比如：各类器材装备性能教学，就不宜选择作业法，必须运用讲授法、演示法，方能使受训者在教练员的示范中把握要领，在组织练习中掌握运用动作，形成技能。

3. 与训练对象相适应

业务训练总是以受训者的思想观念、行为动机、知识结构和个性特征为前提，任何好的训练方法都必须通过行为主体的作用才能产生效果。不同的训练对象，对训练方法有着不同的要求。训练方法只有与训练对象相适应，才能提高训练质量，保证训练效果。

4. 与训练设施相适应

训练设施是训练方法的物质基础，有什么样的训练设施就有什么样的训练方法。由于各地训练设施还存在一定的差距，采用训练方法时，还必须根据现有的训练设施、器材等条件，做到需要和可能统一，在条件许可的范围内，尽量选择最能发挥教学效益的方法施训。

三、训练实施的程序与要求

（一）训练实施的程序

训练实施是指经过充分的训练准备以后，按训练计划和课程安排，以一定的训练形式，在规定的时间内，将训练方案付诸实施的实践活动。它是训练过程的中心环节，是训练目的的根本途径。训练实施通常按训练准备、训练实际和训练讲评的程序进行。

1. 训练准备

训练准备是指将受训者带到预定训练场所后进行的课前准备。主要包括以下内容：①清点人数，检查学习用具、着装和器材及安全措施，进行动作练习时，还应组织活动身体；②宣布课目、目的、内容、方法、时间，并根据训练内容、气候和受训者情况，有针对性地提出训练要求；③检查与学习前课知识技能，巩固已学成果。

2. 训练实施

训练实施是训练的基本阶段，是实现训练目的的主要过程。课程类型不同，其实施的步骤也不同。例如：理论课，通常按指导阅读、理论授课、组织讨论、小结讲评的步骤进行；动作技能课，通常按理论提示、讲解示范、组织练习、小结讲评的步骤进行；战术分段作业，通常按照宣布情况、反复练习、小结讲评的步骤进行。

3. 训练讲评

训练讲评是在一个课目训练结束前，教练员对这一课目训练所作的总结。旨在深化教

学内容,帮助受训者加深记忆,评价学习情况,指出努力的方向。

(二) 训练实施的要求

1. 全面系统、突出重点

全面系统、突出重点,是指必须按照训练内容的逻辑体系进行完整地训练,同时,抓住训练重点,突出主要矛盾和矛盾主要方面,防止平均分配,确保训练效果。要严格按照训练标准要求制定训练计划,科学地安排训练内容和步骤,正确处理全面与重点地关系,有效的完成训练任务。

2. 因人施教

因人施教,要求从实际情况出发,处理好集体教练与个别教练、统一要求与发展个性的关系,有的放矢地组织训练,根据不同的对象采取不同的训练方法。在训练中注意抓住主体,熟悉受训者的具体情况,针对个别问题,采取有效措施。

3. 启发诱导

启发诱导,就是推出问题,指出方向或引出话头,给受训者留有独立思考地余地,以提高他们分析问题、解决问题的能力。在训练中要精心设置每一堂课,充分利用形象教学,让训练具有灵活性。

4. 精讲多练

精讲多练,就是在训练中用较少的时间把问题讲深讲透,用较多的时间进行实际练习,讲练结合,以练为主,注重知识与技能地巩固,提高课时效果。在训练中要处理好讲少与讲多的关系,同时要突出重点和难点,使训练达到一个新水平。

5. 循序渐进

循序渐进,要求按照课题的逻辑系统和受训者的认识规律,由易到难、由简到繁、由低到高、由浅入深,有计划、有步骤地组织训练。一是训练计划要安排合理,一般按照先技术后战术、先理论后作业(操作、练习)、先基础后应用的顺序合理计划;二是训练内容要连贯有序,注重各课题、各内容的前后连贯和新旧知识的联系;三是训练方法要层次分明,分步细训,要逐个内容逐个动作地进行讲解、示范和练习,使受训者扎实地掌握知识和技能,不能赶进度,搞突击。

6. 保障安全

保障安全,就是在训练中要落实安全制度,采取切实可行的安全措施,防止发生事故,确保安全提高训练效果。

第二节 训练准备与保障

训练是指对救护指战员进行本职、本专业必备知识和技战术的训练活动。其目的是使指战员掌握救护业务知识和技能,熟悉现代矿井灾害救援的组织指挥方法和战术手段,培养顽强的战斗意志,优良的战斗作风和严格的组织纪律,全面提高指战员的军事、业务素质 and 队伍的整体作战能力。

一、训练计划

训练计划是具体组织、实施、协调、监督、控制、保障、考核训练的依据,也是组织

实施训练的关键环节。因此,必须按照职责分工,依据《煤矿安全规程》和《矿山救护规程》及上级指示结合本单位服务矿井的灾害特点、训练水平、器材装备、场地条件等实际情况,制定、审批、下达训练计划,使其具有科学性、可行性。训练计划一般分为综合计划和专项计划。

(一) 综合计划

训练综合计划包括年度训练计划、季度(阶段)训练计划、月训练计划和周训练计划。

1. 年度训练计划

年度训练计划,通常由矿山救护大队,在上年度训练结束后、新年度开训前制定下达,主要明确所属救护队各训练阶段的业务训练内容、时间分配、质量指标、措施和要求等。

2. 季度(阶段)、月训练计划

季度(阶段)、月训练计划,通常由各救护队根据需要以文字附表的形式制定,主要明确所属中队每月训练内容、时间分配、质量指标、基本要求和保障措施等。

3. 周训练计划

周训练计划,通常由救护小队制定,主要明确小队每日每课的训练内容、时间、地点、组织实施方法、保障措施、组织者和训练重点等。一般采用周训练进度表的形式进行表述。

(二) 专项计划

训练专项计划包括演习、竞赛、集训及其他专项训练活动的组织实施计划。通常由组织实施单位在主管领导的指导下制定,主要明确专项训练活动的目的、内容、人员、方法、时间、地点、组织领导及保障措施等。

二、训练准备

训练准备是实施训练的基础和前提,无论是年度训练、月训练、周训练、日训练,还是具体课目、内容或某个层次的训练,就其准备工作而言,应重点做好思想准备、组织准备、物资准备和教学准备工作。

(一) 思想准备

思想准备是指在训练前根据训练任务和救护指战员的思想状况,搞好训练动员和思想教育,使指战员明确掌握训练的目的、任务、要求和完成任务的措施、方法等,调动指战员训练积极性。

训练动员包括年度开动员、阶段训练动员和主要课目训练动员。训练动员时,应全面领会和理解年度训练任务,正确把握阶段训练及各课目训练的特点,分析影响训练的主、客观因素,针对已经出现或可能出现的问题,确立正确的训练指导思想,鼓舞士气,挖掘练兵潜力。

思想教育包括基本理论教育和经常性思想教育。基本理论教育主要是从理论与实践的结合上加强队伍职能教育、形势教育、任务教育,明确人与装备、训练与实战的关系,从而端正认识,提高训练自觉性。经常性思想教育主要是针对个别同志的具体思想问题,采取正确的方法,做好耐心细致的说服教育工作,使其积极参加训练,完成训练任务。

（二）组织准备

组织准备是指根据训练任务和指战员的配备情况及其特点，调整训练的组织，区分教学任务，加强教学力量，确保训练效果。

业务训练应根据不同的训练阶段，不同的执勤任务，不同的训练内容，结合指战员的任教能力等实际情况，灵活选择按建制训练、新老队员分训、按专业训练、基地训练等组训形式。组训形式应本着提高训练质量，组织简便，有利于队伍全面建设和提高质量的原则，结合本单位实际情况灵活确定。同时应加强领导，明确分工，落实责任制，对训练编组、课程设置、教学任务和力量分配等进行周密组织，科学安排。

（三）物资准备

物资准备主要是指根据训练课目的需要，组织整修场地，准备器材装备，维修、订购、领取和配发器材、教材等，以保证训练的正常进行。

1. 整修设置训练场地

训练场地通常根据训练的实际需要和有关保障规定实施统一规划和建设，各单位应根据训练进度的要求，适时调配训练场地，发挥效能，并根据业务训练内容的需要，结合队伍年度训练任务，统筹规划，整修和设置训练场地，力求节省经费，做到一场多用。

2. 准备物资器材

组训者应根据训练及教学的实际需要，周密计划业务训练所需物资器材、教材，及时拟制和上报使用计划，领取分发训练物资和器材、教材。对于上级不能满足的部分，应充分利用现有条件，或修废利用，或革新改造，或订购必须器材和教材。物资器材准备就绪，应由专人负责，妥善保管。教练员应事先试用、检查教学器材，熟练掌握操作程序和方法，以免临时发生故障。

（四）授课准备

授课准备是训练准备的重点工作，应根据训练进度适时进行。主要内容包括：教练员按分工进行备课，组织示教作业和示范作业，培养骨干人员。

备课是教练员为实施训练而进行的准备活动，是上好课的前提，通常是在教练员受领教学任务后进行。备课应做好以下工作：

（1）学习大纲和训练教材。教练员受领教学任务后，要认真学习大纲和教材的有关内容，明确课目、目的、内容、要求，以及本课题在训练中的地位作用，弄清课目之间、内容之间的相互关系，以便更好地把握训练的重点、难点，合理安排授课内容。

（2）了解受训对象，选择训练方法。授课前，教练员必须了解受训对象的思想状况、文化基础、业务技术水平、身体素质、自学与理解能力、兴趣与爱好情况，并依此确定教学的重点和难点、深度和广度，区分教学时间。结合训练内容和保障情况，选择训练方法和手段，做到有的放矢，因人施教。

（3）编写教案。教案是教练员按训练课题和课时编写的具体训练实施方案，是教练员教学的基本依据。教案的基本结构一般由作业提要 and 作业进程两部分组成。作业提要部分，应写明训练的课目、目的、问题与重点、训练方法、作业地点、时间、要求、器材等。作业进程部分，通常按作业准备、作业实施、作业讲评的顺序编写。教案的格式根据教练员素质及课题的不同，灵活选用文字记述式、表格式和要图注记式。

三、训练保障

训练保障是实施业务训练的重要基础。训练保障重点要做好保障人员和时间、保障训练装备器材和保障训练经费。

1. 保障训练人员和训练时间

保障训练人员和时间,是指在业务训练中要确保参训人员的到课率和训练时间。要按训练计划确定的范围和要求保证参训人员到课,同时要确保训练时间,不能以种种原因或借口随意减少参训人员或挤占训练时间,影响训练效果。

2. 保障训练装备器材

保障训练装备器材,是指业务训练中需要的训练场地、训练器材和训练装备能够及时满足供应,保障训练工作的顺利进行。

保障训练装备器材是业务训练能否顺利进行的重要物质基础。因此,各级训练工作的组织者都应全力给予保障。一要保障训练所需的各式各类器材装备,确保训练的进程;二要对损坏的训练器材装备及时进行维修补充,使之不影响训练工作的开展;三要不断增加新装备、新器材,使队伍训练工作紧跟器材装备建设的步伐,以适应新情况和新技术的需要。

3. 保障训练经费

保障训练经费,是指确保业务训练过程中所需的各种经费开支。这是顺利开展训练工作的重要保障。业务训练中,需要不断增加新的器材装备,同时,也要消耗大量的训练器材,必须有足够的训练经费来给予保障。因此,各级领导除了要在思想上高度重视业务训练工作外,更要在训练经费上给予大力支持,使经费能够足额到位。

第三节 技术训练

矿山救护技术训练是救护指战员为熟悉掌握运用各种器材装备和一般技术操作而进行的基本技术训练。其任务是:使受训者能够熟练地掌握训练项目的操作程序、操作方法、操作要求,以提高指战员技术操作水平和个人防护能力,提高队伍整体作战能力,适应矿井灾害救援战斗的需要。

一、技术训练的特点

技术训练作为救护队伍业务训练内容之一,与其他业务训练相比,有许多显著特点,概括起来有以下3个特点。

1. 规范性强

技术训练是战术训练的基础。实现一个战术目标需要由一系列技术动作来完成,开展技术训练要有一定的场地、设施、器材等,实施时指战员要按照规定的操作程序、操作要求、操作方法开展训练。不同训练科目有不同的操作程序、方法和要求,所以它具有严格的规范性。

2. 技术性强

技术训练科目繁多,训练方法有多种多样,同一训练科目又有多种操作方法,只有经

过反复训练,不断地在实践中进行探索、创新,才能摸索出最佳训练方法和基本技术。因此,在注重技术训练连贯性的同时,科学掌握操作中的技术性显得十分重要,它是缩短技术训练周期、提高技术训练质量的有效途径。

3. 组训方法多样化

根据矿山救护队的性质、任务和特点,技术训练要坚持从实战需要出发,立足于救护装备器材状况。目前技术训练方法一般采取单个练习、分组练习、小队集体练习和协同练习等。因此,多种组训方法训练是提高队伍战斗力的重要手段,是矿山救护技术训练的必由之路。

二、技术训练的要求

1. 坚持全面训练

随着救援装备不断改革发展,矿山救护训练项目越来越多,救护队指战员要根据本地实际,本着实战需要什么就设置什么科目,有什么装备就设置什么内容的原则,全面施训,防止漏训、误训、偏训、不训的现象发生。

2. 突出重点训练

技术训练在全面训练的基础上要选择一些科目进行重点训练,如技术性强、操作复杂、实战急需的项目及新装备训练项目等。通过重点训练,使救护指战员进一步熟练掌握那些高难度训练项目的操作技术,以便在灾害救援中灵活运用。

3. 坚持经常训练

技术训练必须持之以恒,反复训练使已经掌握的业务技术不断得到巩固和提高。特别是对一些技术性强且复杂的科目必须坚持反复练习,只有这样才能熟练掌握操作技术。一要根据不同科目的特点,遵循由简到繁、由易到难、循序渐进的规律;二要坚持分布细训,以练为主,切实在反复练习上下工夫;三要讲究练习方法,善于根据课目的特点、训练内容等情况灵活施训。

4. 注重应用训练

单兵、小队熟悉掌握救援器材装备的性能和操作技能是技术训练的基础。打牢这个基础,才能发挥救援器材装备应有效能,以适应灾害救援需要。技术训练必须遵循练为战的指导思想,要突出技术应用训练,开展技术协同综合训练,将单一技术训练通过组训方式与实践结合起来,缩短训练与灾害现场应用之间的距离,为灾害处理打下坚实的基础。

三、技术训练的实施步骤

技术训练通常是以小队、中队为单位,由中队长组织实施,一般按理论学习和操作练习两个步骤进行。

1. 理论学习

理论学习通常在操作练习前进行,是技术训练的一个重要方面。通过理论讲授,达到对技术训练项目的基本情况、操作程序、操作要求和灾害抢险救援现场运用等方面了解和认识的目的,以指导操作练习。理论学习应针对队员文化基础和训练保障的特点,采取讲解和自学相结合的方法实施,一般可按理论备课、宣布课目、阅读教材、理论讲授、作业考核的程序进行。

2. 操作练习

操作练习是受训者在教练员的指导下,反复练习操作要领的过程,是受训者掌握战斗技能的基本途径,是训练的基本环节。其目的是通过练习掌握知识,形成技能。一般按操作准备、操作实施、操作讲评等程序进行。

四、技术训练项目

矿山救护队日常进行的一般技术操作,是指在演习巷道内进行挂风障、建造木板密闭墙、建造砖密闭墙、架木棚、安装局部通风机和接风筒、接水管、安装高倍数泡沫发射器、安装干粉灭火器灭火装置、安装惰性气体灭火装置、高温浓烟演习等。

1. 风障

挂风障的主要目的是为了达到临时隔断风流或防止高温浓烟对矿山救护队指战员的伤害,因此,建造时一定要迅速准确。

挂风障时需使用方木 5 根(规格 $40\text{mm} \times 60\text{mm} \times 2700\text{mm}$),板条 6 根($15\text{mm} \times 10\text{mm} \times 2700\text{mm}$)和钉子数个,应在 4m^2 的不燃性巷道内架设。小队人员在规定的巷道里,按照事先的分工,各就各位,准备就绪后即开始工作,为了达到快速准确、高质量的目的,对其操作作出如下要求:

(1) 用 4 根方木 1 (带底梁) 做出梯形框架,在框架中间用方木打一立柱,两腿和立柱必须座在底梁上。

(2) 风障四周用压条钉严在骨架上,中间立柱处竖压一板条,每根板条不少于 3 个钉子。

(3) 每一根压条上的钉子分布应大致均匀,底压条上相邻的两钉间距不得小于 1m ,其余各根压条上两钉间距不小于 0.5m 。

(4) 结构牢固,四周严密(图 11-1)。挂风障需按规定操作,不得缺少立柱或骨架不牢,不得少钉,钉子必须钉在骨架上,钉子距压条的端头大于 100mm ,不许压条搭接或压条接头处间隙大于 50mm ,障面孔隙不许有大于 25cm^2 的孔洞(从压条距顶、帮的空隙大于 20mm 处开始量长度,计算面积),障面需平整,折叠宽度不许超过 15mm ,在一根压条上,相邻两钉的间隙必须符合要求。

2. 木板密闭墙

木板密闭的主要作用是封闭火区或隔断风流,对密闭墙的质量要求较严,必要时,还

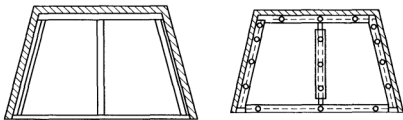


图 11-1 风障框架结构示意图

需扩帮掏顶,一定要把密闭建造在巷道的实体上,真正做到严密坚固,并具有一定的抗压性,另外建造时要加快速度。

建造木板密闭墙时需使用方木 8 根(规格 $40\text{mm} \times 60\text{mm} \times 2700\text{mm}$),大板 14 块(规格 $15\text{mm} \times 200\text{mm} \times 2700\text{mm}$),小板 4 块(规格 $15\text{mm} \times 100\text{mm} \times 2000\text{mm}$)和钉子。并应在断面为 4m^2 的不燃性巷道内架设。

建造木板密闭墙时应遵守以下操作要求:

- (1) 先用 3 根方木,架设一梯形框架。
- (2) 再用 1 根方木,紧靠巷道底板,钉在框架两腿上。

(3) 在框架和横木上钉上 4 根立柱(图 11-2),立柱排列均匀,间隙应在 $380 \sim 460\text{mm}$ 之间。

(4) 木板采用搭接方式,下板压住上板应不少于 20mm ,两帮镶小板,最上一块大板要钉托泥板。

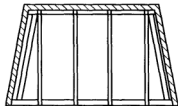


图 11-2 木板密闭框架结构示意图

(5) 每块大板上不得少于 8 个钉子(可以一钉两用),钉子必须穿过 2 块大板钉在立柱上;每块小板不得少于 1 个钉子,每个钉子要穿透 2 块小板钉在大板上。

(6) 小板不准钉横钉,不得钉劈,压缝不得少于 20mm 。

(7) 托泥板宽度为 $30 \sim 60\text{mm}$,距顶板间距为 $30 \sim 50\text{mm}$,两头距小板的间距不少于 50mm ,托泥板上不少于 3 个钉子。

(8) 大板要平直,以巷道顶板为准,大板两端距顶板的距离不大于 50mm 。

(9) 板闭四周严密,缝隙宽不超过 5mm ,长不超过 200mm 。

(10) 结构牢固。

3. 架木棚

架木棚主要用于矿山救护队在处理冒顶事故,瓦斯、煤尘爆炸后的巷道恢复及建造特殊密闭墙等地方。因此,对木棚的质量要求较高,必须达到牢固稳固和抗压。

架木棚时需使用圆木 6 根(腿长 2000mm ,梁长 1800mm ,小头直径不小于 160mm)、背板 6 块和楔子 12 块,并在断面为 4m^2 的不燃性巷道内架设。

架木棚时应遵守以下操作要求:

- (1) 结构牢固,接头严密,无明显歪扭,叉角适当。
- (2) 棚距 $0.8 \sim 1.0\text{m}$,两边棚距(以腰线位置量)相差不超过 50mm ,一架棚高,一架棚低,或同一架棚的一端高,一端低,相差均不得超过 50mm ,6 块背板(两帮和棚顶各两块),楔子用量不限。

(3) 棚腿必须做“马蹄”。

(4) 棚腿窝深度不得少于 200mm ,工作完成后必须埋好并与地面齐平。棚子前倾后仰不得超过 100mm 。

(5) 棚腿大头向上,亲口间隙不超过 4mm ,后穷间隙不超过 15mm ,梁、腿亲口唇不准砍、不准碰。

(6) 棚子叉角范围 $180 \sim 250\text{mm}$ (从亲口处作一垂线, 1m 处到棚腿的水平距离);同一架棚两叉角相差不得超过 30mm ,梁亲口深度不少于 50mm ,腿亲口唇深度不小于 40mm ,

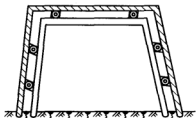


图 11-3 木棚背板位置示意图

梁刷头必须盖满柱顶（如腿径小于梁的直径，则两者中心应在一条直线上）。

(7) 棚梁的两块背板压在梁头上，从梁头到背板外边沿距离不大于 200mm，两帮各两块背板，从柱顶到第一块背板上边沿的距离应大于 400mm、小于 60mm，从巷道底板到第二块背板下边沿的距离应大于 400mm、小于 600mm，如图 11-3 所示。

(8) 一块背板，打两块楔子，楔子使用位置正确，不松动，不准同点打双楔。

4. 砖密闭墙

砖密闭墙适用于封闭火区和废旧巷道等，因此，对密闭墙的厚度、墙面质量要求较高，一定要把密闭建在巷道的实体上，使其具有封闭和抗压效果。

建造砖密闭墙时，需由小队长带领小队人员携带工具，佩用氧气呼吸器进入操作现场。砖密闭墙应建设在断面 4m^2 左右的不燃性巷道内。建设时需使用红砖若干块和水泥砂浆。

建造砖密闭墙的操作要求：

(1) 结构牢固，前倾后仰不得大于 100mm 。砖缝大于 15mm 为大缝， 20mm 内的砖缝无泥浆为干缝，上、下层砖缝错距小于 20mm 为对缝。

(2) 凸凹深超过 20mm 为墙面不平。

在练习建造砖密闭墙的过程中，为了提高个人的技术水平，小队人员应先进行单独训练，具体方法如下：每人 200 块砖，规定其完成时间，具体要求同上（质量方面）；待操作熟练后，全小队在一起进行配合练习，效果会比较理想。

5. 木段密闭墙

在井巷围岩压力大、搬运材料困难、作业场所条件差又要迅速封闭火区的情况下，常要建造木段密闭墙。

建造木段密闭墙的操作要求：将圆木锯成 0.8m 长的木段，一层木段一层黄泥（或黏土）堆砌，然后再用木楔楔紧，最后用黄泥抹面。木段密闭墙的结构如图 11-4 所示。

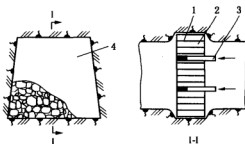


图 11-4 木段密闭墙

1—黏土；2—木段；3—木楔；4—黄泥

6. 快速密闭（喷涂式、轻质膨胀型）

快速密闭是一种新型的高科技产品，具有轻便、快捷、阻燃、安全和高效的特点，主要用于煤矿井下巷道的密闭和密闭墙的堵漏。

快速密闭操作要求：

- (1) 首先，在一巷道内建一临时密闭的骨架和衬底（骨架要牢固）。
- (2) 在操作地点，打开包装箱，取出所有备件，摇晃密闭箱体，使容器内组分充分混合。
- (3) 将喷枪上标有 A、B 的两管子分别连接在 A、B 容器的阀门接头上并锁紧，然后将箱体倒置，完全打开 A、B 两容器的阀门。
- (4) 操作者一手提密闭箱体上的手柄，一手持喷枪，将喷枪口对准目标物，在距目标物 45 ~ 60cm 左右，扣动喷枪扳机进行喷涂。
- (5) 喷涂时应在目标墙上先薄薄的喷一层泡沫，然后再按要求喷涂直至完全密闭。在喷涂过程中应多次间断性的瞬间暂停，以保证 A、B 两种组分混合均匀。

7. 防爆墙

封闭有爆炸危险的火区时，必须在建筑密闭墙之前首先建造防爆墙。防爆墙主要有砂袋防爆墙和石膏防爆墙两种。

砂袋防爆墙用砂袋垒筑，每个砂袋重 20 ~ 50kg（以人员便于搬动为准）。每个砂袋不应装得太满，以增加砂袋之间的接触面积。装填材料最好是河砂或山砂，密度越大越好，也可装填泥土，但不能装填煤矸石或岩块，以防发生爆炸煤矸石或岩块飞出伤人或破坏密闭墙。袋子最好是用麻袋、布袋或草袋，其摩擦阻力大，有利于增加防爆墙的稳固性。

防爆墙与密闭墙之间的距离应大于 2m，过小对密闭墙保护效果差。防爆墙的厚度应考虑爆炸强度、防爆墙到爆炸点的距离、巷道阻力对爆炸冲击力减弱的影响程度、防爆墙的结构、充填材料的密度和巷道断面的大小等因素。

砂袋防爆墙分为梯形砂袋防爆墙和蛇形砂袋防爆墙。具体操作方法如下：

(1) 垒筑梯形砂袋时，砂袋要交错堆放，袋子要扎口，袋口背向火区。巷道支架不应拆除，以保持顶板和围岩稳定。垒筑砂袋防爆墙行动要迅速。砂袋运到后，应立即垒壁，不应在现场装袋或原地取料装袋而延误时间，增加危险。砂袋防爆墙中间部分也应用砂袋垒筑，不应堆放其他杂物而影响防爆墙的强度。防爆墙的垂直面应对着火区。在垒筑到距顶板 1/3 处时，应安装铁风筒（风筒直径应视通风需要量而定）。在火区封闭时，再将风筒用砂袋堵上（图 11-5）。

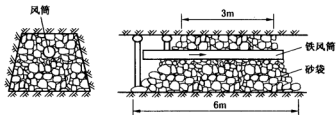


图 11-5 梯形砂袋防爆墙

(2) 蛇形砂袋防爆墙如图 11-6 所示, 图中 1、2、3、4 处为 4 个砂袋防爆墙。每个防爆墙的间距为 5~10m, 宽度为巷道宽度的 2/3 以上。墙底厚度不小于 3m, 上部接顶厚度不小于 0.5m。蛇形防爆墙对于火区正常通风影响不大, 但防爆效果不如梯形防爆墙。这种防爆墙便于人员通过, 适于直接灭火、抢救灾区遇难人员和设备。

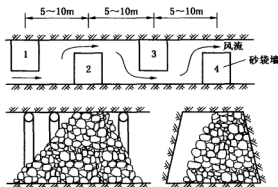


图 11-6 蛇形砂袋防爆墙

石膏防爆墙的结构如图 11-7 所示, 其具体操作方法是:

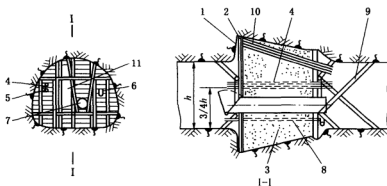


图 11-7 石膏防爆防火墙

- 1—木板墙; 2—风帘布; 3—石膏充填料; 4—取样管; 5—观测管; 6—压差计;
7—通风口; 8—放水管; 9—加强支护; 10—喷灌管; 11—调节口

(1) 整理场地。在待建防爆墙 10m 范围内, 须将与营建防爆墙无关的器材、设备等一律清除。

(2) 构筑石膏密闭的救护队员, 应佩戴面罩式氧气呼吸器, 以防止石膏粉进入到人体肺部影响健康。应穿好内衣、围好毛巾、戴好手套, 以防止石膏粉腐蚀皮肤。

(3) 矿井发生火灾时会产生大量可燃性气体 (再生瓦斯), 为了防止可燃性气体爆

炸,石膏灌注机及其辅助设备(如开关、变压器、接线盒、控制器等)必须是防爆型的,并在安装使用前进行防爆检查。

(4)在机器搬运石膏灌注机及其辅助设备过程中应注意防止碰撞。在低窄巷道中搬运时,应将压力表、漏斗等易碰易撞物件卸下,到达指定地点后再行组装。长途搬运时,应将主机及辅助设备装箱,以防机件丢失和损坏。

(5)石膏灌注机在使用前,应对提供的水源进行流量、压力、水质测定。其流量不应小于 $10\text{m}^3/\text{h}$,压力不应低于 $9.8 \times 10^4\text{Pa}$ 并保持稳定。水质应用试纸进行酸碱度测定,呈中性或微酸微碱性并无沉淀物和杂质的水方可使用。

(6)石膏粉应选择强度高、杂质少的石膏粉(硫酸钙含量在80%以上)。井下灾区现场封闭火区使用的石膏粉,其粒度在120目以上,摊开直径大于280mm,初凝时间应在15~20min之间。在水温为 20°C 时,新出厂的石膏粉初凝时间不应超过5min。

(7)构筑石膏密闭墙时,必须先修建两道木板闭。2个板闭的内侧要全部钉满纤维布,并用板条封严。在外侧板闭上应留1个观察孔(供检查员观察灌注情况)。板闭四周不应留有漏洞。在灌注前,需检查巷道四周掏槽部分,不得残留纤维布。灌注管和排气管应安装在外侧板闭最高处。根据实际需要安装的情气灌注导风筒,采取气样管、消防管等,均应在灌注前安装好。

(8)石膏粉与水的配合比应控制在0.6~0.7:1(体积比),不允许为了增加输送距离而增大水分,造成密闭强度降低。特别是在施工防爆密闭墙时,更应严格控制配合比。

(9)石膏浆开始灌注后,应随时观察灌注情况。如石膏浆中水分过大,应逐渐调整,切不可突然减少供水,以防输送困难,造成管路堵塞。石膏粉要及时供给,不得间断。漏斗内不得有存留量,以保持石膏浆配合比稳定。灌注过程中如发现密闭墙有漏洞,石膏浆流出,应及时封堵。当灌满密闭墙的石膏浆从排气孔流出时,应继续灌注1~2min,使石膏浆能更好地接顶,然后再拔出灌注管,堵住排气管。

(10)为了防止石膏浆在输送管路中凝固,开机后,不得随意停电、停水、停机。由于故障而停电、停水、停机时,如不能立即开机,应迅速拆下输送管,将石膏浆从管路中倒出,并用水冲洗机内及管路中的残存石膏浆。

(11)密闭建成后,应停止向石膏灌注机中加入石膏粉,开大供水阀,冲洗灌注机及输送软管,待冲洗清净后,方可停机,撤出设备。

(12)石膏密闭墙灌注工作结束24h后,应拆除外板闭墙,观察石膏密闭成型情况。如有漏洞、裂纹,应用和好的石膏浆封堵。如围岩有漏风裂隙,可在围岩中打小直径钻孔,采用小型泥浆泵将槽中配合比为1:1(石膏粉与水)的泥浆,用软管注入钻孔内,封堵裂隙。泥浆泵的压力应大于0.5MPa,以使石膏浆能沿着较小裂隙流动,达到较好的封堵效果。

(13)在营建前和竣工后,要采取支撑加固措施,防止密闭墙位移。

防爆墙材料用量见表11-1。

8. 安装局部通风机和接风筒

安装局部通风机和接风筒主要用于排放瓦斯或其他地点的通风,因此,安装时电源的接头一定要保证质量。接风筒时,应采取双反边的方法,防止风筒脱节或漏风。

准备一台5.5kW或11kW的局部通风机,防爆开关一个,直径为400~600mm胶质风

表11-1 防爆墙材料用量表

| 巷道断面 宽×高 (m×m) | 梯形砂袋防爆墙 | | 蛇形砂袋防爆墙 | | 石膏防爆墙 | |
|-------------------|---------|--------|---------|--------|-------|-------|
| | 墙厚/m | 砂袋数量/个 | 每个墙宽/m | 砂袋数量/个 | 墙厚/m | 石膏粉/t |
| 2.5×2.0 | 5.0 | 1500 | 1.67 | 660 | 2.2 | 11 |
| 3.0×2.5 | 6.0 | 2600 | 2.0 | 980 | 2.5 | 19 |
| 3.5×3.0 | 7.0 | 4200 | 2.3 | 1150 | 3.0 | 30 |
| 4.0×3.5 | 8.0 | 6400 | 2.7 | 1900 | 3.5 | 42 |

注：巷道宽度指平均宽度，墙厚指平均厚度，砂袋每个按照装砂量50kg计算。石膏粉按吨结块1m³计算。

筒5节，电工工具一套。

安装要求：安装和接线正确，风筒的接口必须用双反边的接法，保证严密不漏风。

小队长发出工作信号，按照分工，把电源接头，风筒的接口处理好，送电后，局部通风机正常运转至风筒口出风为止。通风后，不许有风筒脱节、掉环现象。

此项训练的重点在于熟练掌握做线头、接线、送电的作业要求。

9. 接水管

接水管主要用于扑灭井下火灾或灌浆注水等，因此，对管子的接头要求较严。另外，在有瓦斯聚积的巷道内进行安装时，应防止金属的碰撞产生火花，引起爆炸事故。

1) 普通水管的操作方法

管长2m、直径为4英寸的钢管5根，垫圈、螺栓、螺帽、扳手准备齐全。

时间：上3个螺丝时，应5min完成；上4个螺丝时，应8min完成。

自小队长发出工作信号起，小队队员按分工，2人抬一节管子到规定的地点进行操作。负责放垫圈的人，一定要细心把垫圈放正，上螺丝时，用力要适度，防止压偏垫圈或把垫圈挤出，造成漏水。管子接好后，抬高1m左右开始灌水，每个接头不漏水为合格。

2) 快速接头水管的操作方法

管长5m、直径为89的钢管5根，垫圈、管箍、螺栓、螺帽、扳手准备齐全。

时间：应在10min内完成（快速管箍只有2条螺丝）。

管道进行安装前，需对管口的平整度进行检查，平整度须符合规范要求。

自小队长发出信号起，小队队员按分工，3人一组将管子抬放到规定地点进行操作。负责放垫圈的队员将橡胶垫圈套到管子卡箍上并向上翻起，其余1人抬起另一节管子对接，将橡胶圈扣好，上好管箍。紧螺丝时，用力要适度，防止压扁垫圈或把垫圈挤出，造成漏水。管子接好后，抬高1m左右开始灌水，每个接头不漏水为合格。

10. 安装高倍数泡沫灭火器

高倍数泡沫灭火器一般运用于扑灭井下大型火灾，因此，安装时一定要选择比较平坦的地点，并有充足的水源。另外，还应应对泡沫的质量进行观察，发现问题要立即处理，防止大量供氧，造成火势扩大。

泡沫灭火器、药剂、比例混合器、发射网、水泵、水龙带等应放在距工作地点20~30m的位置。

安装要求：安装正确、发泡均匀、稳定性好，含水率要达到规定的要求，前后风机的运转方向一致。

小队长发出工作信号,小队队员按事先的分工,对泡沫灭火器、水泵进行安装,接电源。安装完毕后,开始发泡。

11. 安装惰气发生装置

惰气发生装置由供风装置、喷油室、风油化自控系统、燃烧室、喷水段、封闭门、烟道、供油系统、控制台及供水系统等部分组成。

训练要求:事先把该装置的组成部分放在距工作地点 20m 左右的位置,小队长发出工作信号后,小队队员按照分工,到指定的工作地点进行安装,然后按照惰气发生装置的具体操作程序进行检查→开机→观察→停机。60min 完成。

12. 烟巷演习

在日常的训练工作中,烟巷演习是接近于井下火灾事故的实战项目,对提高救护指战员的业务技术素质和作战能力,以及适应井下灾区的高温浓烟的复杂环境,都有一定的帮助作用。因此,小队长在带领小队进行烟巷演习时严格要求有重点地合理安排演习内容,以使训练收到良好的效果。具体内容和运行的顺序如下:

(1) 首先要检测参训人员的体能是否适应高温浓烟的恶劣环境。检测方法是:使参训人员佩用呼吸器在地面急行军 2000m,15min 内完成;然后分别对参训人员的血压、心跳、血液中的氧含量进行测试,合格者进入温度 50℃、湿度 100% 的作业区内静坐 15min 后,再对体能的上述生理指标进行测试,合格者方可从事高温浓烟训练工作。

(2) 演习时间不少于 3h,每月最低进行 1 次烟巷演习。

(3) 在巷道的规定地点升温,待温度上升到一定数值,达到中等烟雾时,小队队员方可进入。

(4) 在进入灾区前,小队长应带领小队队员,对自己所使用的氧气呼吸器进行战前检查,并检查所携带的一切装备。

(5) 在烟巷中行进,正小队长在前,副小队长在后,一切联系均用信号。对灾区侦察时,按规定通过上下山、窄巷到达发火地点。如果新队员多,应在发火点附近,让每个队员实地操作瓦斯检定器和一氧化碳检定器,小队长要检查他们的操作顺序和测量结果是否正确。返回时,副小队长在前,正小队长在后。

(6) 返回井下基地后,不脱口具,根据时间情况,应安排锯木段、哑铃、拉检力器、个人更换氧气瓶、互换氧气瓶等训练。

(7) 演习中可安排给患者更换两小时呼吸器,并按规定将患者搬运出灾区抢救的训练。

(8) 演习结束后,全小队携带仪器装备返回驻地,并整理自己的仪器与装备。

第四节 体能训练

一、体能训练概述

体能训练是指对受训人员进行的身体素质方面的训练,它是完成技术、战术训练和顺利完成矿井事故抢险救援战斗任务的重要基础。体能训练主要包括:力量训练、耐力训练、灵敏性训练、爆发力训练、柔韧性训练、协调性训练和恢复训练。

（一）体能训练的特点

1. 体能训练的广泛性

体能训练是矿山救护队伍的共同训练内容，全体指战员都应参训。矿山救护队担负着事故抢险救援的重任，因此，救护指战员都必须参加体能训练，全面增强体质，以适应完成各项战斗任务的需要。

2. 体能训练的连续性

身体素质要提高，就必须坚持经常性的体能训练。体能训练中的力量、耐力、灵敏性、爆发力、柔韧性、协调性等方面的训练，相互联系，具有很强的连续性。只有持之以恒，才可收到良好的训练效果，全面提高身体素质。

3. 体能训练的艰苦性

体能训练是十分艰苦的训练，它要求受训者不怕流血流汗，有坚强的意志和顽强的精神，特别是进行大强度、超负荷的体能训练时，更要咬紧牙关，坚持到底。只有这样，才能全面提高身体素质，达到理想的训练效果。

（二）体能训练的实施步骤

（1）课前准备。课前准备是指在进行体能训练前做的身体预备活动。通过课前活动操使身体的各个部分得到充分的活动，直到发热为止，为实施训练创造条件。

（2）训练实施。训练实施是指按程序和要求组织参训人员进行严格的训练。这是操作练习的主要内容，必须从严从难，达到一定的强度和难度，使受训者能收到预想的训练效果。

（3）恢复训练。恢复训练是指在大强度体能训练结束后，按要求进行足够强度和时间的恢复性训练，使身体各个部分肌肉、韧带、体力等都得到充分的恢复，以防止肌肉和韧带的损伤或拉伤。

二、体能训练的内容

（一）力量训练

1. 增强力量的因素

（1）力量练习的负荷。只有练习的负荷逐渐增大（增加重量或次数）并超过过去的负荷，才能发展力量。不同负荷的练习可引起机体不同的生理变化。大负荷练习可以有效地提高肌肉的绝对力量。中等负荷练习对速度性力量和力量耐力的提高具有较好的影响，对于初级练习者而言效果尤佳。

（2）力量练习的速度。一般采用较小的负荷、快速的动作练习来提高爆发力。但采用大负荷时肌纤维几乎全部被动员，也能发出爆发力。因此，适当的大负荷练习，也是必要的。

（3）力量练习的间隔时间。力量练习不宜天天进行，适宜的训练间隔有利于力量的发展。

（4）力量练习的肌肉放松能力。肌肉放松可提高神经调节的协调性，有利于血液循环，促进身心恢复过程，有利于力量的增长和速度力量的发展。

（5）力量练习的原则。力量练习要遵循全面发展、渐增阻力和专门性原则等。

2. 增强力量的方法及手段

(1) 增强力量的方法主要有克服外部阻力的练习方法和克服本身体重的练习方法两大类。

(2) 增强力量的手段。发展力量应重视全面发展身体各个部位的力量,如上肢力量、躯干力量,以及举、提、蹲、负重和跳跃的能力。所以,采用的练习手段应有多种组合,一般采用杠铃或哑铃、臂力器等练习。

3. 常规训练内容

1) 杠铃练习

(1) 上举。两脚开立,两手正握杠铃上举,再放置锁骨处,反复练习。

(2) 提拉。两脚开立,弯腰,两手正握杠铃,随后两臂以肘关节为轴,向上提拉杠铃,反复练习。重量有轻有重,速度有慢有快,结合起来练习。

(3) 卧推。身体仰卧在卧推凳上,两手正握杠铃置于胸前向上方推起至两臂伸直,反复练习。可以将快举慢推、轻重杠铃等多种方法结合起来练习。

(4) 平推。两脚开立,两手正握上提杠铃置于锁骨处,随后两手用力向前平推,反复练习。注意平推时要快速有力。

(5) 摇转杠铃。将杠铃杆置于墙根和墙角,另一端加上杠铃片,双手(或单手)握住加片这一端,上下、左右摇转或向上推击。

(6) 负重深蹲。肩负杠铃,两脚开立同肩宽,做深蹲起立动作,反复练习或加大重量练习。做练习时要注意挺胸、塌腰,下蹲要慢起立要快。

(7) 负重箭步跳。肩负杠铃箭步跳跃,反复练习。

(8) 负重弯腰。肩负杠铃,两脚开立,上体弯腰上下起伏。做此动作时,注意两手抓紧杠铃杆,两腿伸直弯曲。

(9) 负重背肌。肩负杠铃,俯卧于桌子上,让同伴按住两脚踝,练做弯腰动作。

2) 哑铃、壶铃练习

(1) 哑铃练习。利用哑铃可以进行扩胸、侧举、弯腰侧举、绕花及弯举等动作训练。

(2) 壶铃练习。利用壶铃可以进行弯举、双手上举、弯腰提拉等动作训练。

3) 其他方法的力量训练

(1) 综合、单项训练器练习。利用综合、单项训练器对全身各部位进行力量训练。

(2) 杠铃片平推练习。利用杠铃片可进行平推、摆动转体等动作练习。平推:两手持杠铃片,两脚开立站稳,向前平推伸直两臂,迅速收回,反复练习。绕花摆动:两手持杠铃片,两脚开立站稳,然后按前后左右顺序绕花摆动摇转杠铃片,反复练习。

(3) 引体向上、臂屈伸、悬垂举腿。在单杠上做引体向上或悬垂举腿,双杠上做臂屈伸,练习腹肌力量。

(4) 俯卧撑练习。练习方法有普通俯卧撑、拳面俯卧撑、负重俯卧撑练习等。

(5) 倒立臂屈伸练习。面对墙壁做倒立动作,双腿并拢伸直,也可以做倒立臂屈伸动作,增加动作难度。

(6) 推小车练习。正推:一人俯卧,两手撑地,另一人握抬其双脚踝向前推行。反推:一人仰面,两手撑地,另一人握抬其双脚踝向前推行。

(7) 蹲走练习。两腿屈膝、挺胸、塌腰,上体不要前倾过多,大小腿夹角成 90° ,向前行走。

(8) 持哑铃弯举、冲拳练习。单手持哑铃下蹲进行弯举, 双手持哑铃进行冲拳练习, 锻炼手臂及手腕的力量。

(9) 突然启动练习。一人成赛跑预备姿势, 另一人双手抱住其腰部, 听到信号后, 被抱住腰的人立即突然起跑, 抱腰的人则死死双手回拉其身体, 形成对抗, 锻炼两人的全身力量, 并共同锻炼两人的腿部爆发力。

4. 力量训练的要求

(1) 全面发展, 防止片面。根据需要使肌体局部的力量训练和整体力量训练、上肢力量训练与下肢力量训练、大肌肉群的力量训练与小肌肉群的力量训练配合起来, 全面发展, 防止片面性。

(2) 逐步增力, 直至极限负荷。

(3) 防止肌肉僵化。进行强度较大的力量训练时, 要特别注意肌肉的放松调整, 训练时要与其他体能训练交替进行, 提高肌肉的弹性。

(4) 力量训练要隔日安排, 这样力量可以比原来增加 77.6%。如每日进行, 则力量只能比原来增加 47%。

(5) 力量训练要合理安排。如果在技术训练中进行力量训练, 则应安排在技术训练之后, 防止因力量训练身体疲劳, 从而影响技术训练。

(二) 耐力训练

1. 增强耐力的因素

(1) 有氧代谢是增强耐力的基础。充分的有氧代谢是有氧耐力素质发展和提高的保证。最大吸氧是衡量有氧耐力的重要指标。

(2) 心理素质是影响耐力发展的重要因素, 解决思想问题是增强耐力的前提。

(3) 选择适宜的练习手段, 建立速度感觉是关键。

(4) 持之以恒逐渐加大运动负荷。

2. 增强耐力的方法及手段

(1) 增强耐力的方法。增强耐力的锻炼应逐渐增加运动的负荷, 将运动量与强度、动作次数与重量、动作的快与慢、距离与速度、练习的间歇及每周的锻炼次数结合起来, 根据不同受训者个人的具体情况综合考虑。一般情况是先完成一定运动量、动作次数、距离, 而后逐渐增加强度、重量、速度, 采用适应→提高→再适应→再提高的循环过程。

(2) 增强耐力的手段。增强耐力的手段包括一般练习手段和具体练习手段。一般练习手段: 肌肉耐力练习、有氧耐力练习、无氧耐力练习。具体练习手段: 跑步练习、跳绳练习、登楼练习、换项练习、综合练习(在一定时间内做变速跑、跳绳、俯卧撑、仰卧起坐等动作的练习)。

3. 常规训练内容

(1) 跑步练习。采用各种跑步的练习, 如长距离跑、变速跑、郊外越野跑等, 提高内脏器官的功能, 从而提高耐力。

(2) 综合耐力练习。如在一定的时间内做变速跑、跳绳、蛙跳、平推杠铃、俯卧撑、仰卧起坐和连续击打手靶、脚靶等动作练习, 使身体内各器官和各系统的运动能力全面提高。

(3) 换项练习。全场踢足球、打篮球对抗练习, 长时间骑自行车, 连续冲跳台阶,

长时间做俯卧撑等,都能有效地提高耐力素质。

4. 耐力训练的要求

耐力训练应从一定的时间、距离、数量开始,然后逐渐加长时间和距离,逐步提高到“极限负荷”。

(三) 灵敏性训练

1. 提高灵敏性的因素

- (1) 提高大脑皮层神经过程的灵活性。
- (2) 发展快速反应,提高速度和动作的准确性。
- (3) 掌握多种多样的动作,动作技能掌握得愈多愈熟练也就愈灵敏。
- (4) 其他身体素质如力量、快速反应及柔韧性水平等都直接影响灵敏程度。

2. 提高灵敏性的方法

(1) 带有附加条件的各种跑步练习,如蛇形跑,即利用标杆来回穿梭,以快速不碰杆者为佳。

(2) 球类游戏。

(3) 各种闪躲练习。

①一人出右冲拳,另一个做下蹲闪防守,交替反复练习;

②一人背对墙站立,另一个人离开适当的距离,用足球快速抛向他,防守者尽量快速准确地躲闪开,不被击中,锻炼反应与灵敏性;

③做各种空翻。滚翻动作练习,经常性地做各种空翻、滚翻动作,锻炼身体的灵敏性。如:侧手翻、前手翻、并腿及分腿前后滚翻等动作;

④听信号反应训练和做各种动作练习,一人倒退着慢跑,当听到教练的口哨声后,立即转身快速冲刺,反应时间越短越好。看、听教练的手势及哨声做各种动作,锻炼训练者的反应能力及身体的灵敏性。

3. 灵敏性训练的要求

(1) 在整个训练过程中要系统、持久地安排灵敏性训练。

(2) 灵敏性训练要安排在精力充沛时进行,最好安排在训练课的准备活动中,也可与其他体能训练同时进行。

(四) 爆发力训练

1. 增强爆发力的因素

- (1) 提高神经过程的灵活性和协调性。
- (2) 提高肌肉力量。
- (3) 减少内外阻力。
- (4) 肌肉放松能力。

2. 增强爆发力的方法

- (1) 短距离冲刺,如30m、50m不等。
- (2) 各种节奏的加速跑、变速跑、快速起动跑、变向跑、下坡跑、追逐跑等。
- (3) 起跑练习。听到信号快速起跑。
- (4) 做背向小步跑或高抬腿跑,听到信号后快速转身冲刺。
- (5) 平推轻杠铃(或杠铃片)要求速度越快越好,但不可连续作太多。

(6) 踢轻沙袋, 用全力和最快的速度击打轻小的沙袋。

3. 爆发力训练的要求

(1) 爆发力训练要坚持长期、系统地进行, 要采取有力措施克服“速度障碍”的过早出现。

(2) 爆发力训练要在精力充沛、精神饱满、训练欲望强的情况下进行。

(3) 爆发力训练可与其他体能训练同时进行。

(五) 柔韧性训练

1. 提高柔韧性的因素

(1) 适宜的条件(温暖的天气及热身跑后)及练习者自身的心理状态对柔韧素质的发展均可产生良好影响。

(2) 主动性练习与被动性练习相结合。

(3) 动力性练习与静力性练习相结合。

2. 提高柔韧性的方法

1) 提高柔韧性的方法

(1) 静力性拉长法(慢性张开法)是指相对静止地慢慢拉长肌肉与韧带并持续一定时间。

(2) 动力性拉长法(爆发式)是一次次地重复振拉。

2) 提高柔韧性的手段

(1) 肩部柔韧性练习。

(2) 腰部及脊柱柔韧性练习。

(3) 腿部柔韧性练习。

(4) 髋部柔韧性练习。

3) 柔韧性训练的要求

(1) 发展身体或某部分柔韧性素质, 要有针对性的进行。

(2) 柔韧性训练要坚持经常, 以巩固训练成果。

(3) 柔韧性训练要循序渐进, 做好准备活动, 防止撕裂或拉伤肌肉韧带。

(4) 柔韧性训练要注意与放松训练交替进行, 以防止拉长的骨肉失去弹性。

(六) 协调性训练

1. 培养协调性的方法及手段

1) 培养协调性的方法。

(1) 对已习惯的动作的局部特征提出更严格的要求。

(2) 在不习惯的配合下完成习惯性的动作。

(3) 引入各种外部条件, 迫使已经形成协调的动作习惯得到改变。

2) 培养协调性的手段

(1) 动作不习惯的开始姿势或反向完成动作(镜面练习), 如交叉跑练习和后退跑练习。

(2) 改变动作速度和节奏或利用不习惯的组合使动作更复杂化。

(3) 采用游戏的方式或改变完成动作的方式使练习复杂化。

(4) 引入要求适时改变动作的辅助性信号和条件刺激物。

- (5) 改变动作完成时的空间范围。
- (6) 练习时附加重物。
- (7) 采用各种战术方案,充分利用自然环境条件扩展动作技能。

2. 培养协调性的要求

(1) 克服肌肉不合理的紧张。肌肉不合理的紧张即“协调性紧张”,是在肌肉收缩后不能充分放松而引起的。培养良好的调节肌肉张力的能力和肌肉最大限度紧张与彻底放松相结合的能力是一个长期过程,除了系统地采用相应的身体“放松练习”外,还需用心理训练等方法来克服不合理的肌肉紧张。

(2) 提高姿态的静力稳定性和动力稳定性。由于动作技术均有特殊的要求,要高质量地完成,始终依赖于身体在某种位置保持平衡的能力。在运动中保持平衡的能力的提高,是在训练过程中掌握了动作技术后才能获得。各种静态平衡练习和不断变换动态平衡练习的条件可使动作在完成中感觉校正更精确、更灵活。

(3) 提高空间感觉和动作的空间准确性。空间感觉在大多数项目中并不是消极的,而是在分析综合机能的基础上,与动作空间、活动感觉的调节有直接联系。空间感觉必须深入专项化训练才能适应专项动作的特点。这样才可产生专项感觉,如距离感觉、高度感觉、障碍感觉等。

(七) 恢复性训练

1. 消除疲劳的方法。

(1) 用各种方法使肌肉放松,改善肌肉血液循环,加速代谢产物排出及营养的补充,如整理活动、水浴、蒸汽浴、桑拿浴、理疗、按摩等。

(2) 通过调节神经系统机能状态来消除疲劳,如睡眠、气功、心理恢复、放松练习、音乐疗法等。

2. 消除疲劳的手段

整理活动、睡眠、温水浴、蒸汽浴、按摩、营养、药物、听音乐、心理恢复。

(八) 运动伤害防治

运动对健身有众多好处,但是仅仅掌握科学的运动方法和运动技巧是不够的,人们在日常的体育运动中还是会出现许多意想不到的运动伤害。运动伤害是指在运动过程中及之后发生的各种伤害的并发症。

不同强度的运动,人的肌体所动员的功能水平不同。受训人员应根据自身的体会、健康状况和运动能力,选择适合于自己的运动方式。如强度的大小、运动持续时间的长短、运动项目、运动的频率等都要适合于自身的健康状况,如果运动强度过大,肌体对运动所产生的反应十分剧烈,甚至超过了人体所能承受的范围,就会造成严重的病理变化,产生十分严重的后果。有心脏病史的人,如果运动强度超过一定水平,使心肌耗氧量超过冠状动脉所能提供的氧量,就可能发生心肌缺血缺氧的状况;如果运动强度过大,心肌需氧量与供氧量之间的矛盾十分突出,可诱发心绞痛或心肌梗死。过长的体育活动,对健身不仅没有益处,反而由于体育活动导致的过度疲劳,给身体带来许多无法弥补的害处,就有可能使受训人员发生过度训练综合征(以多系统功能紊乱为表现的病症),如损害心血管系统功能,损害免疫功能,降低对环境变化和致病因素的抵抗能力,而容易导致一系列疾病。

下面简单介绍主要的运动伤害产生的原因、特征及预防处理方法。

1. 突然肌肉韧带拉伤

(1) 内因：训练水平不够，柔韧、力量、协调性差，生理结构不佳。

(2) 外因：准备活动不充分，场地、气温、湿度、上课内容不好，教练专业水平不够。

(3) 预防：选择教练、场地及适当的课程，在正常天气情况下锻炼，准备活动充分、循序渐进。

(4) 处理：24 小时前为急性期，要停止运动，冷敷、包扎、抬高受伤部位。24 小时后为恢复期，配合按摩、微动、康复或恢复性锻炼。

2. 关节扭伤

(1) 内因：技术掌握不好、协调性差，关节周围肌肉力量小、生理结构不佳、疲劳产生体力差。

(2) 外因：准备活动不够，场地滑、器材使用不当、教练内容不好（动作速度快，转、跳多）。

(3) 预防：准备活动充分、了解设备使用、循序渐进，让教练或自己速度放慢。

(4) 处理：24 小时前为急性期，要停止运动、冷敷、包扎、抬高受伤部位。24 小时后为恢复期，配合按摩、微动、康复或恢复性锻炼。

3. 运动过度受伤和处理方法

(1) 原因：运动过度受伤主要由长期过度运动积累产生，往往非一个原因产生。

(2) 预防：通过运用正确的动作技术，适当的休息，选择合适的设备或服装、循序渐进的运动强度和合理安排运动时间可以减少损伤。

(3) 处理：学习正确的动作技术，加强伸展练习，避免损伤动作。

4. 关节炎、黏液囊炎（比如网球肘和肌腱炎等）

(1) 原因：通常由于过度运动某部位而引起。

(2) 预防：休息，增加关节周围的柔韧性和力量。

(3) 处理：关节炎可分一般关节炎和风湿性关节炎。关节炎的恢复主要通过参加小量的运动、做些关节不痛的动作、在发病时不要运动。骨关节炎是由于软骨的磨损而引起，导致关节肿大、水肿。但风湿性关节炎主要是由免疫系统的紊乱造成的，主要靠提高免疫水平等。

5. 心力交瘁

(1) 特征：人发冷，多汗、脸色白或红，头痛、晕、虚、筋疲力尽。

(2) 预防：教练及练习者要注意运动量的控制。

(3) 处理：送病人离开热的地方，宽衣、湿衣。清醒后给他慢喝些水、注意观察，病人当天不要多运动。

6. 运动疲劳

(1) 特征：心悸、心动过速、血压、脉搏恢复慢，内脏不适、血尿，人发冷，多汗、脸色白或红、头痛、晕、筋疲力尽。

(2) 原因：训练方法不对，未能循序渐进、系统训练，运动量大、训练时间过长、休息不充分等。

(3) 预防: 安排合理的训练时间、计划, 注意劳逸结合。

(4) 处理: 调整锻炼计划、运动量, 循序渐进, 进行系统训练、全面训练。

7. 重力休克

(1) 特征: 头晕、眼发黑、心难受、脸苍白, 手发凉, 严重时晕倒。

(2) 原因: 动时血液都供应下肢, 突然静止运动时静脉回流不够, 脑缺血缺氧, 产生脑贫血。

(3) 预防: 强度运动后, 不要马上停止运动。

(4) 处理: 让患者平卧、脚垫高, 头低于脚, 从小腿顺大腿按摩。

8. 心绞痛

(1) 特征: 心绞痛经常表现在腿和腹部的疼痛和抽筋现象。

(2) 原因: 经常在冷的地方锻炼, 喝冷饮料, 不做伸展运动和按摩。

(3) 预防: 注意选择良好的锻炼环境, 准备活动要充分。

(4) 处理: 休息, 让练习者在良好的环境中锻炼。

9. 抽筋

(1) 特征: 由于天气热, 脱水等原因造成的。抽筋前会产生肌肉的疼痛、最后导致腿和腹部肌肉抽筋等。

(2) 原因: 由太闷热引起。

(3) 处理: 阴凉处休息, 喝水但非盐水。抽筋情况一般可以微微做伸展练习和按摩。抽筋过去后, 还可以继续运动。

10. 轻度中暑

(1) 特征: 轻度中暑的迹象包括虚冷、多汗、脸色苍白、头痛、恶心、筋疲力尽等。

(2) 原因: 由太闷热引起。

(3) 处理: 人到阴凉的地方、松开衣服、喝水等。

11. 中暑

(1) 特征: 人的正常功能不能正常工作、皮肤热、干、红变化显著, 脉搏弱、呼吸浅。

(2) 原因: 由太闷热引起。

(3) 处理: 有知觉, 要适量喝水、宽衣; 如出现呕吐就不应吃流质食物, 并应送往医院; 如失去知觉, 应立即打电话呼救, 侧躺, 观察呼吸, 冰块放在腕、踝、腋、颈脉处, 不按摩。

12. 冻伤

(1) 特征: 皮肤出现微黄色, 对痛觉冷淡。

(2) 原因: 长期在低温下活动, 皮肤处在冷空气下。

(3) 处理: 一般用温水暖 and 受伤的部位, 不要按摩受伤的部位, 否则会产生更大的受伤, 严重的要送医院。

(4) 预防: 不要长时间暴露在冷环境下。

13. 低体温症

(1) 特征: 身体的温度低于正常的体温, 症状如同中暑, 头晕、没胃口。

(2) 原因: 低温下活动, 身体健康状况不好。

(3) 预防: 不要长时间暴露在冷环境下。

(4) 处理: 出现低体温症就马上呼叫 120, 送往医院处理。

14. 运动腹痛

(1) 原因: ①肝脾淤血, 慢性腹部疾病; ②呼吸肌痉挛 (准备活动不够, 肺透气低, 运动与呼吸不协调); ③胃肠痉挛 (运动前吃得过饱、饭后过早运动, 空腹或喝水太多)。

(2) 预防: 运动前健康检查, 合理安排运动饮食。

(3) 处理: 减慢运动速度、加深呼吸、调整运动呼吸节奏、手按疼痛部位, 如无效则停止运动; 口服减轻痉挛的药物 (阿托品、十滴水)。

15. 脚底筋膜炎和神经刺痛

(1) 原因: ①脚底频繁压力过多产生的疼痛, 原因有套路不适合、鞋子不合脚、脚的生理结构不好, 动作技术不好等; ②钙沉淀在脚跟骨上、脚底筋膜炎和神经刺痛。

(2) 预防: 准备活动要充分 (包括脚部的准备活动), 选择特别的鞋也有助减轻脚底神经痛。

(3) 处理: 注意放松、休息、按摩、热水澡。

16. 籽骨炎

(1) 原因: 运动中的突然的重压力在籽骨上, 造成骨折和发炎。

(2) 预防: 选择有缓冲的鞋子和缓冲力纠正。

17. 肌腱、小腿肌痛

(1) 原因: 经常提脚跟造成的。

(2) 预防: 运动前后的准备活动和放松要多伸展肌腱、小腿肌, 可以防止损伤和减轻疼痛。

(3) 处理: 注意放松、休息、按摩、热水澡, 伸展帮助减轻痛感。

18. 胫骨膜炎

(1) 特征: 胫骨前骨膜与骨有剥离的感觉, 产生疲劳、酸痛。

(2) 原因: 练习方法不当, 地面不平, 小腿的肌肉发展不平衡, 突然的压力。

(3) 预防: 学习正确的锻炼方法, 如不要做长时间的连续跳跃动作、上下踏板动作。

(4) 处理: 注意全面锻炼, 练习后要放松、休息、按摩、热水澡, 加强关节周围的力量和做伸展练习来减轻疼痛等。

19. 半月瓣症

(1) 原因: 半月瓣症一般由过度膝部动作, 或不正确的跑步动作造成, 常会有“咔”的响声。

(2) 预防: 减少过多的膝部动作、减少转体、跳等撞击动作。

(3) 处理: 注意放松、休息、按摩、热水澡, 如果特别疼痛就要到医院治疗。

20. 腰肌劳损

(1) 原因: 练习方法不当 (如仰卧起坐时不屈腿), 急于求成而造成疲劳损伤。

(2) 预防: 学习正确的动作技术, 不急于求成。

(3) 处理: 注意放松、休息、按摩、热水澡。

21. 颈椎疾病

(1) 原因: 练习方法不当 (如仰卧起坐时不抱颈), 颈部运动过多而造成疲劳损伤。

- (2) 预防: 学习正确的动作技术, 颈部运动不要过多。
- (3) 处理: 注意放松、休息、按摩、热水澡。

第五节 心理训练

矿山救护队指战员心理训练是指通过有意识的外部 and 内部活动对救护指挥员、战斗员的心理过程和个性心理进行影响和调节的活动过程。通过这种活动过程, 提高救护指挥员、战斗员在灾情现场上的心理适应能力, 充分做好心理准备, 增强战斗活动的速度、质量和效率, 为顺利完成事故救援时的救人、灭火、疏散、保护物资以及各种复杂、困难、危险的战斗任务创造必要的心理条件。

救护队指战员在事故救援战斗活动时, 由于想象和灾害现场环境的刺激会引起心理的不平衡。而缺乏心理训练的救护人员则会加剧这种不平衡。救护队指战员的不稳定性心理必然会影响事故救援战斗行动。救护队指战员救援战斗活动时的心理特点可以分为战斗开始前的心理特点和战斗期间的心理特点。

一、救援行动前和救援行动中的心理特点

1. 救援战斗前的心理特点

(1) 紧张状态。救护队指战员在学习、训练、劳动、就餐、休息等时间突然听到出动警铃声, 神经活动就会立即紧张。适度的紧张是一种积极的心理准备状态, 能有效地保证战斗任务的完成; 而过于紧张, 则会妨碍战斗人员的活动, 是一种消极的心理状态。

(2) 恐惧状态。恐惧状态是在心理紧张的基础上, 由于灾害现场情况的表象或想象到可能发生的危险对个人生命的威胁而产生的心理现象。恐惧状态是一种消极的心理状态, 会妨碍救护队员的正常活动。

(3) 乐观状态。这种心理的产生, 一般基于两种原因: ①对灾害现场比较了解, 感到战斗行动难度不大, 呈现出乐观状态; ②对灾害现场估计过低, 把复杂想象为简单, 把困难想象为容易, 是一种盲目乐观危险的临战心理。

(4) 淡漠状态。其心理机制是由于出现保护性能和兴奋过程减弱而使心理紧张程度降低, 表现为人体机能变化不显著, 表现为缺乏意志活动的主动性和灵活性, 是一种消极的心理状态。

2. 救援战斗中影响救护指战员心理的主要因素

抢险救援的刺激是形成救护队指战员战斗期间心理特点的主要因素。

(1) 高温。火灾或爆炸产生的高温能强烈地刺激救护队指战员的神经活动, 强化兴奋, 而削弱抑制, 易造成动作在时间和空间上的失调。高温破坏救护队员的生理机能, 造成头昏、虚脱、疲乏无力等, 出现痉挛、幻觉, 以致失去知觉, 停止正常的心理活动。

(2) 浓烟。浓烟里的毒性气体能强烈地刺激救护队员的感觉器官, 造成眼睛流泪、睁不开眼、头昏眼花, 甚至失去活动能力。

(3) 噪声。救援现场上的巨大噪声, 容易造成救护队指战员注意力分散, 感觉和知

觉能力下降,心慌意乱而无法进行思维和判断。噪声会使战斗员听不清指挥员的命令,指挥员听不清战斗员的汇报,影响战斗行动。

(4) 活动空间狭小。救护队指战员为了及时处置灾情,常常要钻进巷道变形比较狭小的活动空间工作;在这种狭小的空间里,救护队指战员的工作受到影响,不但有压抑感还容易产生厌烦、急躁等消极情绪。

(5) 外界干扰。灾害救援现场的外界干扰主要来自受灾单位或受灾个人、帮助救灾人员等。一是外界人员的集中、慌乱、恐惧情绪等,对救护队指战员有一定的传感作用;二是外界人员不明的过激性或侮辱性语言,使救护队队员产生不耐烦、暴躁、愤怒的激情状态;三是外界干扰导致不正确的指挥和行动,影响整个灾害救援战斗的成效。

(6) 危险情况。救护队指战员在灾情中若感受到具有爆炸、倒塌、中毒等危险情况时,或主观想象到某种危险时,就会本能地使神经活动紧张,表现出恐惧的神态。尤其是看到人员伤亡时,神经活动就极度紧张,恐惧则会进一步加剧,甚至畏缩不前,说话的声音及四肢发生颤抖,出虚汗、小便失禁。

(7) 战斗状态。灾情救援战斗状态如何能对救护队指战员的心理产生多种影响。战斗比较顺利时,容易产生麻痹心理;战斗受阻时,容易产生急躁情绪;当几次进攻、多次努力都未奏效时,容易产生泄气情绪。

(8) 初次遇到灾害现场。新队员初次参加灾害抢救与老队员初次遇到未经历过的灾害现场相比,两者的心理状态比较接近,易产生紧张、恐惧的情绪。

二、心理训练计划的制定与心理训练检验

1. 制订心理训练计划

制定心理训练计划非常重要,每个矿山救援基层组织都应制定心理训练计划。心理训练计划既可单独制订,也可以与其他计划一起制订。为使心理训练具有一定的针对性,还应根据各类专业人员和每个人的心理特征制定相应的心理训练计划。

2. 心理训练检验

每项心理训练结束后,要及时检验训练效果,便于调整或充实训练结构、内容和方法。建立心理训练档案是检验训练效果的基础工作,在档案中应记录训练前、训练中、训练后每个人的心理指标和生理指标。心理指标和生理指标可通过观察、询问或测量(血压、心率、脉搏)的形式进行。考核方法可采取单项因素考核法和综合因素考核法。单项因素考核法是对某一项心理因素进行考核评价。综合因素考核法是对整个心理训练的各种心理因素(如记忆、观察、想象、情绪等)进行考核评价。

三、心理训练的内容

(一) 一般心理训练

一般心理训练是指每个指战员都进行的训练,是各项心理训练的基础性训练。

1. 培养责任心和事业心

责任心和事业心是救护指战员必须具备的心理条件,也是心理训练的一项重要任务,通过政治思想教育和《煤矿安全规程》教育来实现。

2. 培养和发展4种能力

培养和发展观察、想象、记忆和思维能力,有助于提高智力,增强意志品质,是保证救护队员顺利完成事故处理任务的重要心理条件。

3. 培养情绪的稳定性的

情绪是与机体生理需要是否获得满足相联系的最简单的体验。稳定的情绪是救护队员在事故救援中顺利完成战斗任务的心理条件,任何恐惧、焦躁、惊慌失措都会对战斗带来影响。情绪的稳定性的要求:掌握知识、熟悉对象、增强心理适应能力、加强自我调整和控制。

4. 培养意志品质

意志是人自觉地调节自己的行动去克服困难,以实现预定目标的心理过程。良好的意志品质是实现意志行动的根本保证。

培养良好的意志品质要求:确立信心,明确目的;采取针对性的方法训练和实践;加强自我教育。

5. 培养自我心理调节能力

自我心理调节也称自我心理训练。它通过有意识的意志活动达到稳定情绪,使心理活动达到最佳的临战状态。自我心理的调整方法很多,主要应掌握转移法、语言提示法、身体活动法、自我监督法和暗示法。

(二) 专业心理训练

专业心理训练是指对指挥员、战斗员、调度员(电话员)、驾驶员等不同工作岗位上的救护队员,依据其职责分工的需要,进行不同的心理训练。

1. 指挥员心理训练

指挥员心理训练在于增强指挥员的心理适应能力,提高对灾情现场情况判断和组织指挥能力。指挥员心理训练,除一般心理训练外,还应进行下列训练。

(1) 学习灾变救援战术理论。指挥员平时要多学习和掌握灾变救援战术理论知识,以利于实战时对灾害现场情况正确认识和准确判断。指挥员的知识积累越多,心中的底数就越大,就越能应付各种复杂情况,避免紧张、慌乱和恐惧情绪的产生。

(2) 研究战术和战例。研究战术和战例能使指挥员形成灾害现场的再造想象、表象重现和创造想象。灾害现场的再造想象可以使指挥员重现别人所感受过的灾害现场状态和战斗情景;灾害现场的表象重现是指挥员经历过的灾害现场情况的再现,这有利于加深印象,提高心理稳定性;灾害现场的创造想象是经过战术研究而在头脑中形成战斗活动的新形象。指挥员有了创造想象,如果遇到类似灾情,就能顺利地实施指挥而很少受到不良心理的影响。

(3) 进行战术演练。战术演练能使指挥员通过实践加深对灾情处理战术理论的运用能力,提高下达命令的技能,完善判断灾情的知识和能力,体验灾变救援现场情境,增强心理适应性和指挥艺术。

(4) 实战模拟训练。实战模拟训练是指挥员心理训练最有效的一种形式。在指挥员实施指挥的过程中,要施以必要的外界干扰,妨碍指挥员的正常指挥,如喊叫声、指责声、东拉西拽指挥员、到处告急等;要设置一些合理的冒险情境,如浓烟中搜索人员,抢救发生倒塌、爆炸、中毒情况下的遇险人员、疏散物资等;在战斗中发生“爆炸”、“倒塌”、“中毒”,等造成了人员伤亡等(通过音响、或故意设置爆炸、倒塌,但对人员应无

危险), 要达到真实可信。

2. 战斗员的心理训练

战斗员的心理训练重点是消除慌乱、恐惧的情绪, 培养勇敢顽强、坚韧不拔、灵活应变的意志品质。除一般心理训练外, 还应进行下列训练:

(1) 训练胆量。胆量只有在危险的条件下才能培养提高。一般应在黑暗中和在烟火情境中训练, 在爆炸、倒塌、中毒等危险条件下训练, 也可到医院存放尸体的太平间去训练。

(2) 训练毅力。有意识的造成战斗员的心理疲劳和身体疲劳, 磨炼战斗员的意志, 培养坚韧不拔、不怕疲劳的意志品质。训练方法可采取让战斗员重复去完成单调的劳动或训练, 磨炼其抗心理疲劳的能力; 在高温状态下进行各种训练, 培养其克服和战胜困难的意志; 也可通过体育训练中的爬山、长跑等训练毅力。

(3) 训练观察能力。重点是训练战斗员观察冒顶、爆炸等危险征兆的能力。

(4) 训练反应能力。快速反应能力是救护队员适应复杂多变的救灾现场能力。一般通过差别感受性训练、体育训练来取得。

(5) 训练紧急情况下的自救能力。使战斗员掌握灾害救援现场避险的有关知识, 提高面临危险的预见能力; 进行必要的灾害救援现场自救训练, 掌握灾害救援现场自救的方法; 体验危险情境(根据需要设置危险情境), 增强其沉着、冷静和自制的能力。

(三) 集体心理训练

救护队员进行灾害处理, 是救护队的集体行动, 每个救护队员都必须进行集体心理训练。集体心理训练就是有意识地对每个救护队员的心理过程和个性心理特征施以影响, 实行统一行动, 协调一致, 提高集体战斗的能力。

1. 培养和谐的集体心理

(1) 增强集体团结力。集体团结的内在因素是集体成员之间的友谊和互助。教育集体中的每个成员建立同志式的团结, 能相互关心, 相互帮助。

(2) 保持良好的心境。心境的好坏能影响一个人的全部行为和全部生活。心境与人的需要有一定的关系, 当需要不能满足时就会影响人的心境。同时心境还与人的家庭、领导和同事间关系、工作环境、生活状态等有一定的关系。

(3) 发挥指挥员的作用。指挥员要能及时发现集体成员的情绪变化和思想变化, 搞好调查, 正确地解决问题。指挥员在集体活动中要以身作则, 处处起表率作用, 要学会调解集体中成员之间的矛盾, 坚持多表扬少批评。

2. 培养一致的集体目标

正确使用奖励和处分, 维护一致性的集体目标, 充分调动集体成员的积极性。奖励对维护一致性的集体目标具有积极的激励作用, 处分对偏离集体的目标具有纠正和制止作用。

3. 培养服从心理

救护队是与多种灾害事故作斗争的战斗集体。在战斗中战斗员必须服从指挥员的统一指挥, 形成集体的力量, 决不能各行其是。集体中每个成员要养成一种承认上级的权威, 自觉服从上级的习惯。即使指挥员的命令违背个人意愿也必须执行, 并能自觉地克服困难, 保证任务完成。通过队列训练, 班、队战术训练, 战术演习, 训练竞赛等方法达到培

养服从心理的目的。

第六节 军事化队列训练

加强矿山救护指战员的军事化队列训练,能够培养指战员的组织纪律性,真正达到“一切行动听指挥”的要求,同时也能培养每位指战员作风雷厉、意志坚定、英勇顽强、不怕牺牲、勇于克服艰难险阻的优良素质。进行军事化队列训练必须坚持严格要求的原则,掌握运用由浅入深、由分到合、分步细训、大处着眼、小处着手、点滴纠正的训练方法。

一、单人队列训练

单人队列训练,以小队为单位,采取个人体会,两人一对互帮互练等方法实施。下面就以正步行进与立定为例,具体叙述训练动作要领及训练方法。

1. 动作要领

左脚向正前方踢出约 75cm (腿要绷直,脚尖下压,脚掌与地面平行,离地面约 25cm),适当用力使全脚掌着地,同时身体重心前移;右脚照此法动作。上体正直,微向前倾。手指轻轻握拢,拇指伸直贴于食指第二节。向前摆臂时,肘部弯曲,小臂略呈水平,手心向内稍向下,手腕下沿摆到高于最下方衣扣约 10cm 处 (着夏季作训服时,约与第三衣扣同高;着冬季作训服时,约与第四衣扣同高),离身体约 10cm;向后摆臂时 (左手心向右,右手心向左),手腕前侧距裤缝线约 30cm。行进速度每分钟 110 ~ 116 步。立定时,左脚再向前大半步着地,脚尖向外约 30°,两腿挺直,右脚取捷径迅速靠拢左脚,呈立正姿势。

2. 动作要点

(1) 正步行进时,要军姿端正,神态从容,动作自然大方,力度、节奏感强;摆臂定型、定位,步幅准确。

(2) 控制好上体姿态,正步行进时,要收腹挺胸,头正直上顶,身体上拔,腰杆挺直,身体平稳前移。

(3) 掌握摆臂动作。摆臂时,肩关节放松,手腕挺直,以小臂带动大臂。前摆时,手过裤缝线即屈肘上端小臂,并控制好高度和距离;后摆时,先下手后肘,向后甩动手臂,手腕前侧距裤缝线约 30cm。

(4) 掌握踢腿、落脚及移重心动作。踢腿时,关键要把握踢腿时机,即在右脚尖到达前脚掌的后 1/3 处时,膝盖向后压,使小腿向前运动,脚尖运动到前脚前 10cm 时,压脚尖,并借向下的压力绷直腿,猛力踢出,脚尖对正前方。落脚时,脚腕用力,使全脚掌着地。同时跟上体,身体重心随踢腿、落脚而前移,当前脚踢到位时,重心移到后脚的前脚掌上;当前脚着地时,重心移至前脚上。

(5) 掌握踢腿协调动作。强调踢腿同时摆臂,脚到位同时手到位,落脚时臂不动。同时注意踢腿摆臂、落地跟体要做到快、准、稳。

3. 易错动作的纠正方法

1) 行进中上体后仰或前倾

纠正方法：强调上体正直，平稳前移。

2) 摆臂时耸肩纠正方法：按照摆臂的动作要点反复体会练习，特别注意用力部位和摆臂路线。

3) 踢腿时掏腿、弓腿或弹腿，脚尖未对正前方或翘脚尖。

纠正方法：踢腿时，脚腕发力。以小腿带动大腿，迅速用力向正前方踢出，膝盖下压腿挺直，脚尖下压绷脚面。同时踢腿的时机要把握好。

4) 踢腿时蹶臀部。

纠正方法：强调踢腿时要收紧小腹和臀部，腰杆挺直。

5) 臂腿不协调。

纠正方法：由慢到快，按动作要点反复体会练习。

二、整体队列训练

整体队列训练以中队为单位。主要训练内容有解散、集合、立正、稍息、整齐、报数、停止间转法、齐步走、立定、步伐变换、行进间转法、纵队方向变换和队列敬礼。

1. 解散

要求：队列人员听到口令后要迅速离开原位并散开。

2. 集合

要求：①小队人员听到集合预令应在原地，面向指挥员，成立正姿势站好；②听到动令应跑步按口令集合（凡在指挥员后侧人员均应从指挥员右侧绕行）。

3. 立正、稍息

要求：按要领要求分别操练，姿势正确、动作整齐一致。

4. 整齐

整齐依次为：整理服装、向右看齐、向左看齐、向中看齐。

要求：在整齐时先整理服装一次，按整理队帽、衣领、上口袋盖、军用腰带、下口袋盖的规定进行。

5. 报数

要求：报数时要准确、短促、洪亮并转头（最后一名不转头）。

6. 停止间转法

停止间转法有向右转、向左转、向后转、半面向右转和半面向左转。

要求：动作准确，整齐一致。

7. 齐步走（横队）、正步走（横队）、跑步走（横队）

要求：队列排面整齐，步伐一致。

8. 立定

要求：在齐步走、正步走和跑步走时分别做立定动作，要整齐一致。

9. 步伐变换

步伐变换包括有齐步变跑步、跑步变齐步、齐步变正步、正步变齐步。

要求：按要领操练，排面整齐、步伐一致。

10. 行进间转法

行进间转法有向右转走、向后转走和向左转走。

要求：队列排面整齐，步伐一致。

11. 纵队方向变换

纵队方向变换包括有停止间左转弯齐步走、停止间右转弯齐步走、行进间右转弯齐步走和行进间左转弯齐步走。

要求：队列整齐，步伐一致。

12. 队列敬礼（停止时）

要求：排面整齐，动作一致。

复 习 思 考 题

1. 常用的训练方法有哪些？
2. 训练实施的内容有哪些？
3. 技术训练有哪些要求？
4. 简述挂风障的具体操作程序。
5. 体能训练有哪些特点？
6. 体能训练包含哪些内容？
7. 恢复性训练的方法与手段是什么？
8. 救护队员在事故救援前、后及事故救援期间的心理各有什么特点？
9. 心理训练包含哪些内容？
10. 整体队列的训练包含哪些内容？

第十二章 矿井灾害事故处理

第一节 事故抢救前的准备和后勤保障

矿山应急救援工作是一项风险大、难度高、灾情多变的专业性技术工作，工作条件复杂、多变、危险性很大。矿山救护队在执行矿山救灾时，必须在了解矿井瓦斯、火、煤尘、水和顶板等灾害事故规律的基础上，严格遵守《煤矿安全规程》、《矿山救护规程》等相关规定，按照抢险救灾指挥部的部署、安排和指令，结合现场实际情况，有的放矢地开展救护工作，减小行动的盲目性，提高救护过程的自身安全性，确保灾变事故能够正常有效地得到处理。

一、矿山救护队应急救援出动程序

矿山救护队是处理矿井水、火、瓦斯、煤尘、顶板等灾害事故的专业化队伍。为了保证灾害事故处理工作的顺利进行，对于本矿区、本省和其他省区的抢险救灾工作，矿山救护队应制定事故处理紧急出动程序。

1. 矿山救护队紧急出动的事故类型

一类事故：本矿区内的矿井事故，需要驻矿救护队或矿辅助救护队紧急出动处理就可以解决事故。

二类事故：本矿区内的矿井事故，并且需要救护大队调动其他中队紧急出动援助处理事故。

三类事故：本矿区以外的矿井事故，需要调动矿山救护队援助处理事故。

2. 矿山救护队紧急出动程序

接到事故通知后，矿山救护队紧急出动程序如图 12-1 所示。

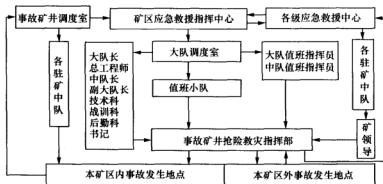


图 12-1 矿山救护队应急救援出动程序图

一类事故：驻矿救护中队或辅助救护队调度值班员接到矿调度室的事故通知后，立即发出警报，并向在队值班中队指挥员报告事故情况。警报发出后，值班小队应在1min内出动。值班小队出动后，救护中队调度员必须立即通知中队所有指挥员（通知顺序为大队长、技术员、副中队长、支部书记），并向大队调度室汇报。接到事故通知的中队指挥员到队后，应根据事故情况立即组织待机车队，准备支援出动小队。

二类事故：救护大队调度员接到主管单位总调度室事故通知后，必须立即通知值班大队指挥员和中队指挥员，然后发出警报。在队值班的中队指挥员必须向调度员问清事故性质、地点等情况，并带领装备齐全的值班小队一起出动。大队指挥员或调度员必须在小队出动前，检查出动小队的人员和装备情况，并向大队长汇报。然后大队调度员按顺序电话通知救护队总工程师、中队长、副大队长、技术科长、战训科长、后勤科长及有关人员到队待命。

三类事故：救护大队调度员接到主管单位总调度室事故通知后，必须立即通知值班的大队指挥员和中队指挥员，然后发出警报。在队值班的中队指挥员必须向调度员问清事故性质、地点等情况，并带领装备齐全的小队准备出动。大队指挥员和调度员首先应电话通知大队长，然后按顺序通知大队总工程师、中队长、副大队长、技术科长、战训科长、后勤科长及有关人员到队待命。大队长到达后带队出动。

3. 值班小队紧急出动后的战备值班保证和注意事项

一类事故：驻矿救护中队或辅助救护队的值班小队出动后，接到通知的中队长必须立即组织待机小队准备支援。大队调度室值班员接到驻矿救护队值班小队出动通知后，必须立即向大队值班的指挥员或大队长报告。大队指挥员应根据事故性质并安排其他中队的值班小队准备出动。

二、三类事故：救护大队调动救护中队紧急出动后，大队调度室通知本矿区所有各驻矿救护中队待命。当救灾工作需要其他救护中队支援时，大队调度员根据救灾现场大队指挥员反馈的信息指令，调动其他救护中队出动支援或做好支援准备工作。被调遣的救护中队值班小队紧急出动后，本矿的战备值班工作按一类事故救护队出动后准备。

二、闻警出动、下井准备和返回驻地

1. 战备值班

矿山救护队值班小队必须执行24h战备值班，电话值班员在值班期间接听事故电话时，应在问清并记录事故的地点、类别、遇险遇难人员的数量、通知人姓名及单位后，立即发出警报，并向领队值班指挥员汇报。

2. 闻警出动

快速出动是矿山救护队迅速开展救护工作的保障。矿山救护队指战员在值班、待机（备班）期间，要保持高度的警惕性；指战员无论进行体育锻炼或业务学习，都必须处于能听到报警信号的区域内，一旦听到警报（铃），必须在1min内出动。不需要乘车出动的救援工作，人员集合时间不得超过2min。小队指战员要列队报数上车，小队长要掌握人员的到位情况。上车后，电话值班员必须向领队指挥员和小队长报告事故地点、性质及遇险、遇难人员的数量，若事故矿井距离较近，小队长应命令全体人员更换战斗服，准备就绪后，人员保持临战状态。当矿井发生火灾、瓦斯或煤尘爆炸及煤（岩）与瓦斯（二

氧化碳)突出事故,需要2个小队同时出动,并根据事故性质做好物资保障准备,同时召集在队的其他小队处于临战状态;人员不足时,应召集休息人员归队。

如遇特殊情况不能及时到达事故矿井(车坏、路坏、桥塌等)时,领队指挥员或小队长必须采取措施,以最快的速度将救护小队带到事故矿井;短时间不能到达时,应用电话通知驻地和事故矿井,以便指挥部了解发生的情况并及时采取其他措施。

值班、待机(备班)司机,除具有熟练的驾驶技术外,还要保证车辆完好并且油足、电足、水足。接到出动警报(铃)后,立即出车,把小队人员安全、迅速地送到事故矿井,为抢险救灾赢得时间。

3. 下井准备

矿山救护队到达事故矿井后,小队长应命令全小队人员检查各自的仪器和保管的装备,并按事故的性质,携带必要的装备做好下井准备。小队长和领队指挥员到抢险救灾指挥部简要地向指挥部的成员汇报出动的人员数量、仪器装备等情况,便于指挥部根据具体情况,调集救护力量和仪器装备,满足井下救灾工作的需要。领队指挥员和小队长要详细了解事故的性质、地点、有害气体含量、通风、巷道破坏情况、波及范围、遇险遇难人员的数量和大致位置,并根据指挥部的要求,制定出自己的行动路线、侦察范围和灾区工作时的安全技术措施。领取任务后,小队长应向小队人员说明完成任务的要点、技术措施及安全注意事项,并检查每名队员是否按规定着装并携带好了装备,每名队员的装备是否已进行了充分的准备并检测合格,小队按照事故抢救的要求是否带齐了所有的工具、设备和物品(包括队长本人的笔记本、笔、粉笔等),检查完成后,小队长带领小队下井。

4. 战前检查

小队在进入灾区前,要进行战前检查,这是防止进入灾区后出现仪器故障而采取的积极措施。每个指战员要本着对自己安全和大家安全负责的宗旨,严肃认真地对自己所使用的仪器进行检查,发现问题,立即处理。特别是个人防护装备,要根据配用的呼吸器型号,按照仪器规定的检测步骤做好检查,确保装备的完好。战前检查时小队成一字形站开,小队长带头一项一项操作,队员逐个汇报确认。

5. 返回驻地

在处理事故过程中或处理事故结束后,领队指挥员只有取得抢险救灾指挥部同意后,才能整理装备带领返回驻地。否则,不能随意离开事故矿井。

指战员返回驻地后,不论昼夜和疲劳程度如何,小队必须对所有仪器、装备进行认真检查,使其达到战斗准备标准。检查合格后,指挥员才能酌情安排小队休息。

三、抢险救灾期间的后勤保障

(一) 地面基地

在处理重大或特重大事故时,为及时供应救灾设备和器材,协助指挥部收集信息和合理调动救护力量,必须设立地面基地,以确保救灾工作的需要。

(1) 地面基地的救护装备、器材的数量,由矿山救护队指挥员根据事故性质、范围及参战救护队的人数确定。

(2) 地面基地至少要存放能使用3昼夜的氧气、氢氧化钙和其他消耗物资。

(3) 地面基地应安排有通讯员以确保指挥部及井下工作小队信息的收集;安排有气

体分析化验设备和化验员以确保按照指挥部的安排掌握灾区气体的成分和变化情况;安排有仪器维修人员以确保救护装备、仪器的修理和维护;还要安排一定数量的汽车司机和相关人员值班。

(4) 为保证地面基地正常有效的工作,矿山救护队要指定地面基地负责人,确保装备、器材、物质的补充和完好,建立装备、器材使用情况和物资消耗情况记录,为指挥部合理安排救援力量提供必要的信息。

(二) 井下基地

为保证矿井事故抢救工作进行顺利,应在靠近灾区的安全地点设立井下基地。但如果井下系统破坏严重,也有可能将初始的基地建立在地面。一般情况,井下基地建立后方可开始进行救护工作。

1. 井下基地的选择

井下基地是前线指挥所,是救灾人员与物资集中地,是救护队进入灾区的出发点,也是遇险人员的临时救护站。因此,必须正确地选择井下基地地点。选择井下基地地点的原则是:

(1) 不受灾变威胁或不因灾变进一步扩大而受到波及,并且距灾区尽可能近。

(2) 在处理事故过程中,基地新鲜风流稳定。处理冒顶、水灾等事故时,宜选在贯穿风流的地点。

(3) 有一定的空间和面积,能保证储备救灾物资并正常进行救灾活动。

(4) 运输方便,能确保通风和照明。随着灾区处理的进展,根据需要在安全性和基地也可向灾区移近。

2. 井下基地设置要求

(1) 有矿山救护队指挥员值班。

(2) 矿山救护队待机小队及急救员。

(3) 通往指挥部及灾区的电话。

(4) 必要的救护装备及器材。

3. 井下基地值班人员要求

(1) 应专人看守电话并做好记录,必要时应在矿图上标注出灾区小队所处的位置。

(2) 与指挥部和灾区工作的救护小队经常保持联系。

(3) 专人检测风流和有害气体浓度。

(4) 灾情突然发生变化时,井下指挥员应采取紧急措施,并及时向指挥部报告。

4. 井下基地的前移

一旦对井下基地前方的区域进行勘探后并重新通风,基地就要向灾区方向前移。这样可以缩短基地与灾区工作小队之间的距离,尽可能近距离地指挥救灾行动和为灾区工作的救护小队提供安全保障。井下基地前移,必须经指挥部同意,且符合基地选择的条件。

(三) 通讯工作

1. 通讯联系

在处理事故时,为保证指挥通畅,行动协调,必须设立通讯联络系统。通讯方式有:

(1) 派遣通讯员。

(2) 显示讯号与音响信号。

(3) 程控电话、井下防爆电话、灾区电话和移动电话。

在处理事故期间, 必须保持如下通讯联络:

(1) 抢险指挥部与地面、井下基地的通讯联络。

(2) 井下基地与灾区工作小队的通讯联络。

抢险指挥部、基地的电话应设专人看守并做好记录。撤销及移动井下基地电话机只有在救护指挥员同意的情况下方可进行。

2. 进入灾区的队员间联系

进入灾区的队员之间联系时, 一般采用一些简单的显示信号, 可用粉笔或铅笔写字、手势、灯光、冷光管、灾区指路器、电话机、哨子及打击声响等。

(1) 没有使用正压氧气呼吸器的矿山救护队, 在灾区严禁通过口具讲话, 使用的声响信号规定如下:

一声——停止工作或停止前进;

二声——离开危险区;

三声——前进或工作;

四声——返回;

连续不断的声音——请求援助或集合。

(2) 在灾区工作时报告呼吸器氧气压力的手势:

伸出拳头——10MPa;

伸出五指——5MPa;

伸出一指——1MPa;

报告时手势要放在灯前表示。

3. 在竖井和倾斜巷道用绞车提升上下时的信号联系

一声——停止;

二声——上升;

三声——下降;

四声——慢上;

五声——慢下。

(四) 应急气体分析室

在处理火灾及爆炸事故时, 必须设有应急气体分析室, 并不断地监测分析灾区内的气体成分。

气体分析负责人的职责为:

(1) 对灾区气体定时、定点取样, 昼夜及时连续化验, 及时分析气样, 并提供分析结果。

(2) 绘制有关测点气体和温度变化曲线图。

(3) 负责整理总结整个处理事故中的气体分析资料。

(4) 必要时携带仪器到井下基地直接进行化验。

(五) 医疗站

当矿井发生重大或特重大事故时, 事故矿井负责组织医疗站。医疗站的任务是:

(1) 医疗人员在医疗站和井下基地值班。

- (2) 对灾区撤出的遇险人员进行急救。
- (3) 检查和治疗救护队指战员的疾病和受伤情况。
- (4) 检查遇难人员受伤部位的具体情况并做好记录。

四、抢险救灾指挥部的建立及指挥工作

1. 抢险救灾指挥部

抢险救灾指挥部是处理矿山重特大事故的组织机构。矿井发生重大或特大事故后,必须立即成立抢险救灾指挥部。直到事故处理工作全部结束,抢险救灾指挥部方可撤销。

抢险救灾指挥部由总指挥1人和若干成员组成。矿山救护队长为指挥部成员,抢险救灾指挥部可根据灾情指定专人负责事故处理的技术、救灾、后勤、保卫、医疗及事故调查等方面的工作。

矿井发生火灾、瓦斯与煤尘爆炸等重、特大事故后,必须首先组织救护队进行侦察,探明灾区情况。抢险救灾指挥部应根据灾害性质、发生地点、波及范围、遇险人员分布情况、救灾的人力和物力,迅速而慎重地制定救灾方案,确定营救遇险遇难人员和处理事故的作战计划。

总指挥是处理事故的全权指挥者,发布处理事故的各项命令。抢险救灾指挥部应设在事故矿井调度室。未经总指挥召请,非指挥部成员不得入内。总指挥要坚守岗位,需要离开时要指定代理人。如果处理事故在一昼夜以上,总指挥应与其代理人共同轮流值班,直到事故处理结束。

在整个事故处理过程中,总指挥要指定专人负责做好一切记录,以备下一步工作时参考和在事故处理之后进行总结。

在处理事故时,救护队队长对救护队的行动具体负责、全面指挥。当救护队队长与总指挥意见不一致时,可报告上级负责人,根据有关安全法规进行处理。

2. 矿山救护联合作战指挥部

处理大型事故时,由于人力、物力、技术所限,本单位矿山救护队难以承担时,由矿山救护队长提出,经抢险救灾指挥部同意,报上级应急救援指挥机构批准,可召请外援救护队参加联合作战。为使救护队做到统一指挥、协同作战,应成立矿山救护联合作战指挥部,由发生事故矿山企业的矿山救护队队长担任总指挥。如该救护队长不能胜任,则由抢险救灾指挥部总指挥另行委任。矿山救护联合作战指挥部应服从抢险救灾指挥部的领导,并根据各队战斗力情况,合理分配任务,协调救护队的行动。

3. 矿山救护队指挥员的工作

矿山救护队指挥员对救护队的抢险救灾工作负责,具体有以下责任。

1) 详细了解基本情况

为制定符合实际、切实可行的行动计划,矿山救护队指挥员必须详细了解下列基本要素:

(1) 事故发生的时间、事故类别、范围、尚在灾区的人员数量及位置。矿山救护队到达前采取的措施。

(2) 事故区域的通风、瓦斯、煤尘、温度、巷道支护及断面、机械设备及消防器材等情况。

(3) 出动小队数量, 佩戴氧气呼吸器人数, 其他地区矿山救护队可能到达的时间及技术装备情况。

2) 制定行动计划和安全措施

救护队领取任务后, 为确保安全、迅速、有效的处理事故, 应迅速制定救护队的行动计划和处理事故的安全措施。

3) 做好事故处理记录

(1) 事故地点的原始情况 and 变化。

(2) 事故处理的方案、计划、措施、图纸(示意图)。

(3) 出动小队人数, 到达事故矿井时间, 领队指挥员及领取任务情况。

(4) 小队进入窒息区时间, 返回时间及执行任务情况。

(5) 事故处理工作的进度、参战队次、设备材料消耗及气体分析化验结果。

(6) 指挥员交接班情况。

4) 救灾指挥

(1) 矿山救护队指挥员下达任务时, 必须讲明事故情况、行动路线、行动计划和安全措施。应尽量避免使用混合小队。

(2) 在地面指挥部工作的救护指挥员应轮流值班和下井了解情况, 并不断与井下工作小队、井上下基地及特别服务部门联系, 以便在事故处理工作中能合理安排, 形成统一指挥。

(3) 调动必要的人力、设备和材料, 安全、迅速、有效地处理事故。遇有高温、塌冒、爆炸、水淹的灾区, 指挥员只有在救人的情况下, 才有权决定小队进入灾区, 但必须采取有效措施, 保证小队在灾区的安全。

第二节 灾区工作原则与灾区侦察

一、灾区工作的基本原则

1. 进入灾区的人数和携带装备的规定

进入灾区侦察和作业的救护小队人员不得少于 6 人。进入灾区前必须检查氧气呼吸器是否完好, 氧气压力不得低于 18MPa, 并按规定进行佩戴和使用; 小队必须携带全面罩氧气呼吸器 1 台和氧气压力不低于 18MPa 的备用氧气瓶 2 个(如配用正压氧气呼吸器, 建议在备用氧气瓶上应安装氧气补给器, 当工作过程中呼吸器发生故障时, 能够通过吸气软管直接向面罩供气), 以及氧气呼吸器检修工具和装有备件的备件袋。在进入灾区抢救遇险人员时, 要携带隔离式自救器。

2. 佩戴氧气呼吸器的规定

如果不能确认井筒和井底车场有无有害气体, 应在地面将氧气呼吸器佩戴好。在任何情况下, 禁止不佩戴氧气呼吸器的救护小队下井。

小队在井下基地及基地以外新鲜空气环境中工作时, 只有经小队队长同意才能将呼吸器从肩上脱下。脱下的呼吸器应放在附近的安全地点, 离小队工作或休息的地点不应超过 5m, 而且要有队员看守。在事故波及区域, 即使有新鲜风流, 也不得将呼吸器从肩上卸下。

小队出发到窒息区时,佩戴氧气呼吸器的地点由指挥员确定,并应在该地点设明显标志。

3. 在灾区内行动的原则

(1) 小队在窒息区内工作,小队长应使队员保持在彼此能看得见或听得见声响信号的范围以内。如果窒息区工作地点离新鲜风流处很近,并且在这一地点不能以全小队进行工作时,小队长可派不少于2名队员进入窒息区工作,并与他们利用显示信号或声响信号保持联系,如果佩戴正压氧气呼吸器,可以通过喊话保持联系。

(2) 在窒息区工作时,任何情况下都严禁指战员单独行动,佩戴负压呼吸器时严禁通过口具或摘掉口具讲话,可以通过写字或使用预先设定好的手势来交流信息。佩戴正压呼吸器时,严禁摘掉面罩。

(3) 小队长要至少每隔20min察看1次队员和自己的氧气压力,并根据氧气压力最低的1名队员来确定整个小队的返回时间。如果小队乘电机车出发到窒息区去时,其返回所需时间应按步行所需时间计算。

(4) 小队重新进入灾区的规定:佩戴氧气呼吸器工作的小队经过1个呼吸器班(指佩戴4小时呼吸器在有效时间内工作1个呼吸器班,约3~4h)后,应至少休息8h;但在抢救人员和后继小队未到达的紧急情况下需要连续作战时,指挥员经清点人数、了解队员的身体状况,在补充氧气、更换药品后,可派小队重新进入灾区。

(5) 抢救遇险人员的规定:抢救遇险人员是矿山救护队的首要任务,要创造条件以最快的速度、最短的路线,先将受伤、窒息人员运送到新鲜空气地点进行急救。

抢救人员时的要求:

①在引导及搬运遇险人员通过窒息区时,要给遇险人员佩戴全面罩氧气呼吸器和隔离式自救器。

②对有外伤、骨折的遇险人员要进行包扎、止血、固定等简单的处置,要按要求对人员实施搬运,防止对遇险人员造成更重的伤害。

③搬运伤员时要尽量避免震动。同时应防止伤员精神失常时打掉队员的面罩、口具或鼻夹,造成队员中毒。

④抢救长时间被困在井下的遇险人员时,应有医生配合。

⑤遇险人员不能一次全部抬出时,应给遇险者佩戴全面罩氧气呼吸器或隔离式自救器;多名遇险人员待救时,矿山救护队应根据“先活后死、先重后轻、先易后难”的原则进行抢救。

(6) 氧气呼吸器氧气消耗量的规定:进入灾区侦察和从事救护工作时,在任何情况下只允许消耗13MPa气压氧气,必须保留5MPa气压氧气供返回途中万一发生故障时使用。

在倾角小于15°的巷道中行进时,只许将允许消耗氧气量的1/2消耗于前进途中,其余1/2用于返回途中;在倾角大于15°的巷道中行进时,应将允许消耗氧气量的2/3用于上行,其余1/3用于下行。

(7) 撤出时携带技术装备的规定:在灾区发现有队员身体不适或氧气呼吸器发生故障难以排除时,全小队必须立即撤出。矿山救护队撤出灾区时,如无特殊情况,应将应携带的技术装备带出灾区。

二、灾区侦察

1. 灾区侦察的目的及准备工作

为了查明事故发生地点、性质、原因和范围,寻找遇险遇难人员,并查清其位置、数量和分布情况,探明有害气体、通风、巷道支架及救灾材料的储备情况,需要对灾区进行侦察。

侦察工作应由中队或中队以上指挥员亲自组织并参加。侦察小队人员要整理好自己的仪器装备,小队长应根据平时掌握的情况,选择有一定实战经验、体格健壮、熟悉井下情况的队员承担侦察工作。进入灾区前,指挥员要向侦察小队讲明事故情况、行动路线、行动计划和安全措施。侦察小队不得少于6人,并携带全面罩氧气呼吸器1台、瓦斯检定器、一氧化碳检定器、担架、温度计、2个备用氧气瓶(正压呼吸器最好配备氧气补给器)、呼吸器工具、备件袋、记录本、圆珠笔、粉笔、探险绳、灾区通讯设备等,必要时带上风障及其他设备。如果侦察距离短,与待机小队之间不使用通讯设备时,一定要规定返回时间。

矿山救护队指挥员在布置侦察任务时,必须说明已了解到的各种情况,说明侦察的具体任务和注意事项,保证侦察小队所需的器材,给予侦察小队足够的准备时间。

负责侦察工作的带队指挥员要问清主要侦察任务,应根据任务要求和现场救护小队的实际情况,提出自己的意见;要仔细研究行进路线,从图纸掌握巷道关系,了解侦察巷道与图纸之间可能出现的偏差,向小队讲明行进的方向、时间和可能会遇到的问题,并在图纸上进行标注;根据已了解的情况对侦察小队人员进行合理分工,带领小队完成侦察任务。

2. 灾区侦察

每一次矿井事故侦察都是不同的,都会面对未知的状态,都会遇到特有的问题,在侦察过程中既要灵活,又要遵循一定的规律。

(1) 定时进行休息和检查。侦察工作是救护队第一次进入事故区域,队员的心理压力较大,身体消耗也较大,因此带队指挥员要定时(最好间隔15~20min)示意小队进行短暂的休息,以稳定队员的情绪,保持队员的体力,要检查呼吸器的氧气压力和完好状态,确定所处的位置,并明确下一步的侦察方向。

(2) 做好通讯工作。随着正压呼吸器的使用,建立与基地的通讯变得越来越容易,同时也变的越来越重要。在有可能的情况下,侦察小队应用灾区电话直接与待机小队或基地联系,汇报所处的位置、灾区的巷道情况和气体浓度;当无法直接进行通话时,要用通讯系统或缆线与基地人员约定前进、停止、后退以及求助信号;对短距离的侦察或铺设通讯线路有困难时,要与待机小队约定进入接应的时间。

(3) 保持小队的行进顺序。进入灾区侦察的小队进入时要求小队长在队前,副小队长在队后;退出时,副小队长在队前,小队长在队后。小队长要比其他队员先进入未勘察区域,检查顶板和巷道情况。副小队长要在后面观察行进中所有队员的情况,发现问题,可以马上命令队伍停下。

(4) 控制侦察小队的行进速度。小队长要根据侦察巷道的障碍物情况、巷道的倾角和巷道的视线,合理调整行进的速度,保持队员的体力,以确保安全返回和应对突发情

况。

(5) 进入烟雾区或视线不清时,要用探险棍探测前进,队员之间要用联络绳联结。在烟雾中行进可以将安全帽上的矿灯拿在手中,降低灯光的位置,提高可视性。另一种方法是将矿灯接近巷道底板,直接照着队伍沿着前进的钢轨、巷帮或底板。

(6) 进入灾区前应考虑退路被堵时需采取的措施。侦察小队应按原路返回,如果不按原路返回,需经布置侦察任务的指挥员同意后另行择路返回。

(7) 侦察小队在经过巷道岔口时,要挂灾区指路器、放置冷光管或设置其他明显的标记,也可以用粉笔画出表示前进方向的箭头,防止返回时走错巷道,发生意外。最可靠的办法是侦察小队每人携带一团轻便的、有一定展开长度的、上有反光材料的线绳,在侦察过程中逐步铺设,确保侦察小队原路返回和保证待机小队在进入时有路标。

(8) 侦察人员要有明确的分工,小队队长要指定专人记录好气体的浓度、温度、烟雾及巷道的支护情况(应根据不同的灾害性质,有侧重点的侦察)。对发现的遇难人员要进行检查,确定死亡后,要记清遇难者的具体位置、倒向及表面特征,以便为日后分析事故提供依据,并在遇难者地点,用粉笔或其他物品做好标记。

(9) 侦察人员对到过的地点,要用粉笔在支架上留下此处的气体含量、温度、侦察时间和小队的名称,以免浪费救护力量进行重复侦察。特别是寻找遇险人员时,要在划定区域内,做到有巷必到,详细查找有生存条件的地方。

(10) 在远距离和复杂巷道中侦察时,可组织几个小队分区分段进行侦察。在侦察中发现遇险人员要积极抢救,并将他们护送到进风巷道或井下基地,然后根据自身身体状况和呼吸器的氧气压力,继续完成侦察任务。

(11) 若遇有高温、浓烟、塌落、爆炸、水淹等危险,威胁到侦察小队人员安全时,要立即停止侦察,采取措施,改善作业环境后,再实施侦察。

(12) 侦察结束后,带队指挥员和小队长要立即向布置侦察任务的指挥员汇报侦察结果。

(13) 在基地待机的人员,要精力集中,氧气呼吸器佩戴整齐,做好一切抢救工作的准备,随时增援侦察小队。

3. 灾区侦察注意事项

(1) 在侦察前,做好人力和物力的准备。

(2) 在紧急救人的情况下,应把小队派往遇险人员最多的地点。

(3) 在侦察过程中,如有1名队员身体不适或氧气呼吸器发生故障难以排除时,全小队应立即撤出,由待机队进入。

(4) 前进中因冒顶受阻,应视扒开通道的时间,决定是否另选通路。如果是唯一通道,应立即进行处理,不得延误时间。

侦察工作是一项涉及面宽、所遇问题复杂的工作,侦察内容主要与事故的性质和抢救救灾指挥部的命令有关。因此,小队队长要熟练掌握、灵活运用。在布置任务时要充分考虑可能遇到的突发问题,预先制定应对措施,一旦发生情况,带队指挥员和小队长要沉着冷静,根据现场实际按照预定措施进行处置。特别是对于随着时间的推移容易扩大的事故,侦察小队要携带必要的装备,通过建立临时通风设施、改变灾区系统等手段,控制事故的扩大,有效地抢救遇险人员或创造有利于遇险人员生存的条件。

第三节 瓦斯燃烧与爆炸事故的处理

一、瓦斯燃烧事故的处理

瓦斯燃烧事故处理起来比较困难,稍有不慎就会引起瓦斯爆炸,从而扩大事故。

1. 瓦斯燃烧事故的类型

(1) 井下采掘工作面、采空区、钻孔、高冒区局部瓦斯浓度在爆炸上限以上或下限以下,遇火源会发生瓦斯燃烧;采掘工作面不按规定爆破,有时会引起瓦斯燃烧。

(2) 瓦斯突出、喷出后,在井口或井下会引起火灾。

2. 瓦斯燃烧事故处理的注意事项

(1) 在处理瓦斯燃烧事故时,不得使用震动机灭火手段,不得随意改变通风系统,必须严密监视瓦斯浓度的变化,尤其不能向燃烧的瓦斯源供风,防止高浓度的瓦斯降到爆炸上限以下而引起爆炸。

(2) 瓦斯燃烧火势较大无法直接扑灭,而进行封闭又容易引起瓦斯爆炸时,可以先向燃烧区域注入惰性气体,降低其氧含量,然后再实施局部封闭。瓦斯涌出量大的采掘工作面发生瓦斯燃烧事故,采用直接灭火或局部封闭措施不安全时,可以在工作面外实施风流短路,减少向燃烧区域的供氧,将救护人员撤到安全地点,待工作面瓦斯浓度超过爆炸上限以后,再进入进行处理。

二、瓦斯爆炸事故的处理

瓦斯爆炸是煤矿中极为严重的灾害,不但会造成大量的人员伤亡,还会导致通风系统破坏而引起火灾和连续瓦斯爆炸,增加救灾难度,造成事故扩大。因此,在处理瓦斯爆炸时,如何采取正确措施,积极抢救人员,防止连续爆炸,并保护救护人员的安全,就显得十分重要。

1. 瓦斯爆炸的类型

瓦斯爆炸事故根据其爆炸的特点和波及范围,一般可分为三类:局部简单爆炸、大型复杂爆炸和连续极复杂爆炸。瓦斯爆炸分类及特点见表 12-1。

2. 处理瓦斯爆炸事故救护队的行动原则

处理瓦斯爆炸时,救护队的主要任务是:抢救遇险人员,恢复通风,清理堵塞物和扑灭因爆炸引起的火灾。

(1) 迅速抢救遇险人员,先救出活人,特别是重伤人员,同时千方百计地帮助轻伤人员,最后再将死亡人员运出。抢救过程中要做到有巷必查,有条件的应在搜查过的巷道做好标记,防止遗漏。遇特殊情况应先易后难,应千方百计地迅速将遇难人员救出灾区。

(2) 密切监视灾区瓦斯浓度及其变化,同时应认真检查有无残留火源。防止瓦斯再次聚积到爆炸浓度而引起二次爆炸,发现火源应彻底处理,防止在救灾过程中发生再次爆炸扩大伤亡。

(3) 在无火源、无爆炸危险的情况下,尽可能恢复通风,排除瓦斯,使灾区转变为安全区,以便保证不佩戴呼吸器的人员参加抢救工作。清除堵塞物,找寻堵塞区内人员。

表12-1 瓦斯爆炸分类及特点

| 爆炸类型 | 瓦斯爆炸出现的情况 | | | | | | |
|---------|---------------|--------------------|--------------|------------------|-------------------|----------------|-------------------|
| | 通风系统 破坏状况 | 支架破坏 状况 | 瓦斯累积 情况 | 引起火灾 范围的情况 | 冲击波 影响程度 | 引起煤尘爆 炸的可能性 | 人员伤害 情况 |
| 局部简单爆炸 | 未破坏或破坏不严重 | 支架破坏少,个别地点冒顶堵塞 | 无大量瓦斯累积与瓦斯来源 | 未引起火灾或已扑灭 | 仅在总风压区内有点影响,但影响不大 | 可能引起煤尘爆炸 | 人员无伤亡或伤亡少 |
| 大型复杂爆炸 | 破坏严重,恢复较难 | 支架损坏多,有大冒区、较多堵塞区 | 有瓦斯来源,但可以控制 | 未引起火灾或引起火灾但较易扑灭 | 冲击波引起风流逆转,影响范围较大 | 易引起煤尘爆炸 | 人员伤亡较大 |
| 连续极复杂爆炸 | 破坏极严重,影响大,恢复难 | 受多次冲击波影响,破坏严重,并在扩大 | 有大量瓦斯来源且难以控制 | 火源点多、面积广火势大,难以扑灭 | 不断出现爆炸的冲击波 | 极易引起煤尘爆炸 | 人员伤亡极大,并对抢救人员威胁很大 |

(4) 在侦察中,应尽力查清现场情况,如爆炸后遇险人员的倒向、伤害部位与伤害程度,巷道、支架、设备和损坏与移动情况等,以确定爆炸源与爆炸波传播方向及影响区。

(5) 对爆炸后巷道破坏严重、有害气体浓度高、灾区侦察距离长的事故矿井,在经过分析确认被困人员已无生还希望的情况下,可以逐步恢复通风。在恢复通风的过程中可以在通往灾区主要风流路线上用临时风门实施风流短路,减少向灾区的供风量,确保灾区的氧气浓度处于爆炸浓度以下。而后组织救护队构筑临时性通风设施,在通风设施构筑完毕后,关闭风门,人员迅速撤到安全地点,恢复灾区通风。救护队可以选择灾区气体流经路线的某个点进行连续的气体检查,通过观测CO气体的变化、烟雾的变化和温度的变化来确定灾区有无火源。如果CO气体浓度逐步下降,烟雾逐步减少,温度逐步降低,就说明灾区内没有火源,可以派救护队直接进入实施侦察和寻找遇难人员,否则必须采取控制火势和灭火的措施。

(6) 对复杂与极度复杂的爆炸事故要认真分析,将侦察详情报告指挥部,再按指挥部下达的任务行动。

3. 救灾方法与安全注意事项

(1) 一般应从进风侧进入,选择最短路线进入灾区。如果进风巷道受阻,则由回风侧进入。灾区较大时,应分别从进风侧与回风侧同时进入,遇难人员往往集中于回风侧,进风巷道往往是爆炸点,巷道坍塌也较严重。

(2) 爆炸发生后,经侦察确认无火源时,应尽可能恢复通风,以利于其他人员在安全区内进行工作。

(3) 反风与风流短路要慎重进行,未经周密研究不允许采用。一般应保持原有的通风状态。如遇有害气体威胁回风侧人员时,为了救人,可在撤出进风流中的人员后进行局

部反风。

(4) 清理堵塞物不应由侦察小队进行。侦察小队应努力寻找其他通道进入灾区,清理工作交给后续小队。如遇独头巷道,应及时清理堵塞物。巷道堵塞严重,短时间不能清除时,应恢复通风后再进行清除。

(5) 如果独头巷道距离较长、有害气体浓度大、支架损坏严重,在确认没有火源、遇险人员已牺牲时,严禁冒险进入,要在恢复通风、维护好支架后,方可进入搬运遇险人员。

(6) 火灾引起的爆炸事故或在抢救遇险人员有明火存在时,应同时救人与灭火,并派专人监测检查瓦斯浓度,防止瓦斯聚积。在灭火时,严防将烟火引向瓦斯源或爆破器材附近,严防将盲洞瓦斯引向火源。如明火不易扑灭应先控制火势,必要时进行局部封闭并对火区进行惰化,在无引起瓦斯爆炸危险的情况下抢救遇险人员。

(7) 进入灾区前,应切断灾区电源。如果是在掘进工作面发生火灾,则应考虑到切断局部通风机电源后可能引起工作面瓦斯聚积,再次发生瓦斯爆炸,威胁救灾人员的安全。如进入灾区后发现电器设备附近瓦斯达到危险浓度,则不允许在该处切断电源,应在采区变电所或其他安全地点切断电源。

(8) 进入灾区时,要有专人检查瓦斯、各种有害气体、温度及通风设施破坏情况,如瓦斯浓度达2%,且仍在迅速上升时,救护队要立即撤出灾区。灾区无人或确认人员已经牺牲时,必须先恢复通风,再进行处理。

(9) 在救灾过程中,侦察小队穿过支架破坏地区要架好临时支护,保证退路安全。通过支架不好的地点时,队员要一个一个地顺序通过,并监视顶板动态,不许攀拉支架。

(10) 进入灾区行动要谨慎,防止碰撞产生火花,引起瓦斯爆炸。

三、瓦斯爆炸事故处理案例

【案例一】某煤矿1977年2月24日300水平219回采工作面发生瓦斯爆炸。

1. 矿井概况

矿井生产能力45万t/a,煤层厚度2.4~2.8m,倾角10°~15°,煤尘爆炸指数23%,自然发火期2~6个月,高瓦斯矿井。矿井总进风量5800m³/min,通风系统如图12-2所示。

2. 事故发生经过

2107掘进巷与219回采工作面串联通风,事故前一天因进行变电所漏电继电器试验,采区停电,2107掘进巷局部通风机停风,瓦检员在巷口设置栅栏,挂有“不准入内”警标。在24日,由2名管工进入2107巷接防尘水管,启动局部通风机,将该巷瓦斯吹出送入219回采工作面,正好回采工作面的刮板输送机道口20m处,电工带电检修三通接线盒,产生火花,引爆了瓦斯。

3. 事故处理经过

经3批救护队侦察,2501材料巷全部垮落,无法进入工作面;2502带式输送机巷严重垮落,瓦斯浓度高,有再次爆炸危险。在救护队退出时2名队员因口具不严,中毒牺牲。因此,制定了如下作战方案:

(1) 先排除工作面的瓦斯和有害气体,消除爆炸危险,创造安全条件。

(2) 为使回采工作面形成负压, 决定打开采区与总回风巷的混凝土密闭 T。

(3) 拆除密闭墙时为防止产生火花, 采用铜制工具, 并在铜斧头上包布浇水。

(4) 经 24h, 混凝土密闭打开, 利用总负压将采区瓦斯和有害气体排除。

(5) 从 2501 和 2502 两上山修复巷道, 寻找人员。

经过 71 天艰苦工作, 到 4 月 16 日, 运出最后 1 名遇难人员, 5 月 5 日恢复了生产。

4. 点评

(1) 《煤矿安全规程》规定: 相邻的 2 个工作面独立通风有困难时, 必须制定措施, 即在进入被串联工作面的风流中装设甲烷断电仪, 且瓦斯浓度不得超过 0.5%。事故矿井为高瓦斯矿井, 未制定串联通风措施。

(2) 2107 掘进巷局部通风机停风, 造成瓦斯积聚; 在人员入内工作恢复通风时未制定排放瓦斯措施, 采用“一风吹”, 回路路线没有断电撤人, 直接导致瓦斯爆炸。

(3) 矿山救护队在处理瓦斯爆炸事故时, 一旦发现灾区工作环境恶劣, 被困人员不具备生存条件时, 要尽量采用通风的手段缩短窒息区, 防止发生自身伤亡事故。

(4) 本次事故处理的后期, 采取的利用全负压通风的手段恢复灾区通风, 抢救遇难人员的手段是非常正确的。

【案例二】2005 年 3 月 19 日, 某煤矿发生爆炸事故并波及邻近煤矿, 造成 72 名矿工遇难。

1. 矿井概况

矿井设计能力 0.15Mt, 采用斜井盘区开拓方式, 主斜井倾角 20° , 斜长 434m, 主斜井内安装有 DX3-800/160 型带式输送机 1 部, 副斜井倾角 25° , 斜长 396m。矿井通风方式为中央并列式, 主斜井进风、运煤、下料, 副斜井回风、行人。采煤方法为房柱式开采, 采煤工艺为爆破落煤。工作面采用 MZ-12C 型煤电钻打眼, 爆破落煤, 耙煤机耙煤。生产盘区为南部 302、303 盘区, 302 盘区内有 6 个采煤仓、1 个掘进切眼巷、4 个未采仓和 4 个已采仓。矿井内有 101 主运大巷、201 主回风大巷、302 运输巷、312 回风巷、314 回风巷和 315 回风巷。矿井绝对瓦斯涌出量为 $0.09\text{m}^3/\text{min}$, 相对涌出量为 $0.37\text{m}^3/\text{t}$ 。302 盘区东翼工作面位于矿井南部和东部边界, 在东部与相邻的 $\times\times$ 煤矿贯通, 贯通后采用爆破放顶自由封堵, 如图 12-3 所示。

2. 事故发生经过

事故发生前, 矿井共有作业点 10 个, 事故当班入井 56 人, 邻近煤矿入井 22 人。12 时 13 分, 煤矿值班人员听到一声巨响, 随即主、副井井口带式输送机机房坍塌。同时邻近煤矿也有烟雾从井筒冲出。

3. 事故抢救经过

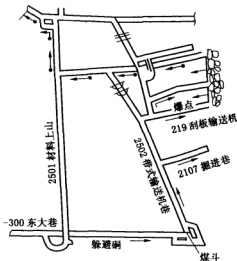


图 12-2 某矿瓦斯爆炸示意图

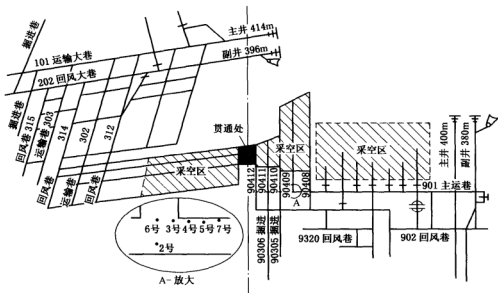


图 12-3 某煤矿瓦斯爆炸事故示意图

在接到事故召请后，矿山救护队立即展开救援。救护队到达现场后发现，两个矿井主要通风机都在正常运转。经侦察，在该矿进风斜井 210m 处发现井筒垮塌，人员无法进入。回风斜井 CO 浓度高达 1.3%，能见度仅 2m，侦察受阻。在此情况下，决定集中力量通过邻近煤矿进行抢救。但由于巷道复杂，环境恶劣，救援工作缓慢。

为保证救护工作的安全展开，尽快创造条件进入该矿井下实施救援。指挥部决定恢复灾区通风，经调查了解分析认为：

- (1) 两煤矿井下无火区，事故前未发生火灾，不存在火灾气体连续爆炸的可能性。
- (2) 每隔 20min，对该矿回风井口进行一次气体检查，6h 后 CO 气体浓度从 0.4% 降为 0.28%，呈明显下降趋势。两矿回风井均未发现烟雾。因此，可以排除灾区内有再生火源的可能性。

邻近煤矿遇难人员搬出井后，封闭邻近矿进风井，同时，停止事故发生矿主要通风机，形成事故发生主、副井进风，邻近煤矿回风井回风的通风系统。3h 后，救护队沿事故发生矿副井筒进入，对该矿进行了系统勘察，找到了所有遇难者，抢险救灾工作结束。

4. 点评

在对灾区进行科学分析的基础上，成功地运用通风技术手段，将两个独立的通风系统看作一个系统进行考虑，恢复事故矿井通风系统，缩短了窒息区，确保了救护队的安全，为快速、有效抢救遇难人员奠定了基础。

在侦察受阻的情况下，通过对回风风流中 CO 气体和烟雾进行观测，排除了灾区内有再生火源的可能性，为实施恢复灾区通风提供了依据。

第四节 煤与瓦斯突出事故的处理

一、煤与瓦斯突出事故处理的原则

(1) 发生煤与瓦斯突出事故时, 矿山救护队的主要任务是抢救人员和对充满瓦斯的巷道进行通风。

(2) 救护队进入灾区侦察时, 应查清遇险遇难人员数量及分布情况、通风系统和通风设施的破坏情况、突出的位置、突出堆积物状态、巷道堵塞情况、瓦斯浓度和波及范围, 发现火源立即扑灭。

(3) 采掘工作面发生煤与瓦斯突出事故时, 一个小队从回风侧、另一个小队从进风侧进入到事故地点救人。只有一个小队时, 如突出事故发生在采煤工作面, 应从回风侧进入救人。

(4) 侦察过程中发现遇险人员应及时抢救, 为其佩戴隔绝式自救器或全面罩呼吸器, 引导出灾区。对于被突出煤炭堵在里面的人员, 应立即用压风管路、打钻等方法输送新鲜空气救人, 并组织力量清除阻塞物。如不易清除, 可开掘绕道, 救出人员。

(5) 发生突出事故, 不得停风和反风, 防止风流紊乱扩大灾情。如果通风系统和通风设施被破坏, 应设置临时风障、风门及安装局部通风机恢复通风。

(6) 因突出事故造成风流逆转时, 要在进风侧设置风障, 并及时清理回风侧的堵塞物, 使风流尽快恢复正常。

(7) 发生突出事故后, 要慎重考虑灾区是否停电。如果灾区不会因停电造成被水淹的危险时, 应远距离切断电源。如果灾区因停电有被水淹的危险时, 应加强通风, 特别要加强电器设备处的通风, 做到“送电的设备不停电, 停电的设备不送电”, 防止产生火花引起爆炸。

(8) 瓦斯突出引起火灾时, 要采用综合灭火或惰气灭火方法。如果瓦斯突出引起回风井口瓦斯燃烧, 应采取隔绝风流的措施。

(9) 小队在处理突出事故时, 小队必须做到: ①进入灾区前, 检查矿灯并提醒队员在灾区不要扭动矿灯开关或灯盖; ②在突出区设专人定时定点用 100% 瓦斯检定器检查瓦斯浓度, 并及时向指挥部报告; ③设立安全岗哨, 禁止不佩戴氧气呼吸器的人员进入灾区, 非救护队人员只能在新鲜风流中工作; ④当发现突出点有异常情况, 可能发生二次突出时, 要立即撤出人员。

(10) 恢复突出地区通风时, 要设法经最短路线将瓦斯引入回风道。排风井口 50m 范围内不得有火源, 并设专人监视。

(11) 处理岩石与二氧化碳突出事故时, 除严格执行煤与瓦斯突出的各项规定外, 还必须对灾区加大风量, 迅速抢救遇险人员。佩戴负压氧气呼吸器进入灾区时, 应佩戴好防烟眼镜。

二、事故处理要点

一般小型瓦斯突出事故, 瓦斯涌出量不大, 亦未引起火灾, 除局部灾区由救护队处理

外,在通风正常区内矿井通风安全人员可参与抢救工作。大型、特大型突出或涌出量大,灾区范围广或发生火灾时,需要多支救护队协同实施抢救工作。

(1) 抢救遇险人员是矿山救护队的首要任务,应千方百计创造条件,以最快的速度、最短的路线,先将受伤、窒息的人员运送到新鲜风流中进行急救。同时派人引导带领受伤或轻伤的人员撤离灾区,然后派人陆续抬出已牺牲的人员。

(2) 救护队要以最短的路线进入灾区抢救遇险人员。回采工作面突出时,应有两个小队分别从进、回风巷进入灾区。灾区进出口应设岗哨,禁止未佩戴呼吸器的人员进入。

(3) 救护队进入灾区时,应保持原有的通风状况,不得停风或反风。回风巷道被堵塞引起瓦斯逆流时,应尽快疏通,恢复正常通风。如反向风门受损,大量瓦斯侵入进风流时,应迅速堵好,缩小灾区范围。

(4) 进入灾区前,应首先切断电源。如果进入灾区发现电源仍未切断,不得在瓦斯超限的电源开关处切断电源,应在远距离灾区的安全地点切断电源。如果瓦斯涌出量大,少量瓦斯已侵入主要泵房,且涌水量大,切断电源会引起淹井危险时,应加强通风,特别要加强电器设备处的通风,并做到“送电的设备不停电,停电的设备不送电”,直到迅速恢复正常通风后,电器设备才能按常规开关正常运行。

(5) 处理煤与瓦斯突出事故时,矿山救护队必须携带0~100%的甲烷检测仪,严格监视瓦斯浓度的变化。为了及时抢救遇险人员,应准备一定数量化学氧自救器或压缩氧自救器与2h呼吸器。发现遇险人员立即抢救,能行动的人员应佩戴自救器后撤出灾区;对于不能行动、不能自主呼吸的人员,应迅速运出或创造供风条件就地苏生。如遇险人员过多,一时无法运出,则就近以风障隔成临时避灾区,以压风管通风或拆开风筒供风,在避灾区进行苏生,再分批转运到安全地点。

(6) 救护队进入灾区应特别观察有无火源,发现火源应立即组织灭火。在灭火时,必须严格掌握通风与瓦斯浓度的变化,防止瓦斯接近爆炸范围引起爆炸。火灾严重时,应采用综合灭火或惰气灭火。

(7) 灾区中发现突出煤矸堵塞巷道使被堵塞区内人员安全受到威胁时,应采取一切可能办法疏通巷道,或用插板法架设一条小断面通道,救出灾区内的。在未扒通前,应利用管路或钻孔压风,向堵塞区内供风。

(8) 清理堆积物时,应在堆积物处打密集柱和防护板。对埋入突出物中的人员,应分析其可能位置,尽快找出。如堆积物过多,应根据具体情况恢复通风,由救护队监护,采掘人员清理。在清理接近突出点时,应有防止发生再次突出的措施,遇异常情况,立即撤出人员。

(9) 在灾区或接近突出区工作时,由于瓦斯浓度变化异常,应严加监视。矿灯必须完好,工具均属防爆型,工具在摩擦撞击下不会产生火花。严禁敲打矿灯,用非防爆工具扒开矸石或摩擦撞击、砸大块煤岩等。在清理中还要注意雷管、炸药,防止其爆炸。

(10) 有自然发火危险的矿井,发生突出后堆积物要及时清理。清理时要采取有效措施防止煤尘飞扬,防止出现火源,并要防止再次突出。对突出空洞应填充,空洞过大不能填充或注浆时,应先密闭后注浆,隔绝供氧。对于空间过大的孔洞,一般不应在洞内大量放置松散煤体,以免孔壁激发再次突出。

三、突出事故处理案例

【案例一】2000年5月26日，某矿发生一起煤与瓦斯突出事故，突出煤量226t，突出瓦斯3908m³，5名矿工被煤粉埋压窒息死亡。

1. 矿井概况

该矿井田走向长13.5km，倾斜宽5.70m，开采面积71.4km²。该矿建于1973年，设计产量300万t/a，为煤与瓦斯突出矿井，总回风量2100m³/min，相对瓦斯涌出量20.68m³/t。发生事故的2111(8)回风巷是一下山采区2111(8)工作面准备期间的辅助巷道，位于运煤斜巷和回风斜巷之间。联络巷标高为-563~-565m，设计工程量76m，4号U形钢梁支护。该巷道分别由开四队、开一队施工。开四队5月3日中班开工，5月15日停头，进尺21.5m；开一队5月10日夜班开工，至5月26日早班已施工34m，还有21m未掘通。该区采8号煤层，平均厚3~4m，绝对瓦斯涌出量1.4m³/min。联络巷掘进期间局部通风机及工作面电器设备实现了“三专两闭锁”，并采用了打钻排放和抽放瓦斯等治理措施。某矿瓦斯突出事故示意图，如图12-4所示。

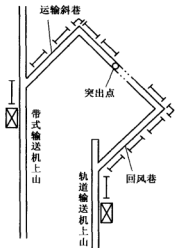


图12-4 某矿瓦斯突出事故示意图

2. 事故发生经过

5月26日早班，作业人员在工作面打了8个炮眼，并进行了装药爆破。9时30分，爆破完毕。10时07分跟班班长、爆破员到工作面验炮，测得CH₄浓度为0.4%，洒水灭尘后进行正常工作，无任何突出预兆。12时08分，正在抬棚拐弯处清理杂物的1名工人突然感到空气流发生猛烈震荡，从工作面冲出一股黑烟，便急忙撤退，后见无人跟出，又返回抬棚处。此时，抬棚下面已被煤粉堵实，意识到情况严重，立即报告矿调度室。

3. 事故抢救经过

5月26日12时45分，救护队值班小队在中队长带领下快速赶到现场。在了解事故情况后，组织对石门和运煤斜巷进行全面侦察，测得运煤斜巷上至联络巷抬棚处，瓦斯浓度均在10%以上，氧气浓度为18%，温度为25℃，煤尘较大；联络巷已被煤粉堵塞，顶部有约20m高的空隙；两路供风风筒在抬棚以里，被突出的煤挤压在其上部，一路风筒接头裂开，巷道微风。同时，随后赶到现场的副值班小队对2111(8)回风斜巷进行了侦察，未发现异常情况。根据现场情况由于风筒被压，瓦斯浓度不断增高，遇险人员已无生存可能的情况，经研究并汇报指挥部后决定：首先恢复原两路风筒通风，将原开拓四队一路供风风筒由救护队员负责转移并接至运煤斜巷抬棚处，加大供风量，稀释排除高浓度瓦斯。19时30分，整个运煤斜巷中瓦斯浓度降至2%，突出区瓦斯浓度降至7.5%。为了加快排放速度，又将抽排管路挪到突出区内进行抽排，30分钟后，瓦斯浓度降至1.5%以下。根据指挥部决定，自5月26日20时开始由救护队进行监护，矿方组织人员清理堵塞物，抢救5名遇险人员。

5月27日5时10分,在抬棚下输送机机尾发现第一名遇难人员,此时输送机机尾已重新安装结束,根据指挥部要求,为减少工作人员劳动强度,运煤斜巷输送机恢复使用,瓦斯浓度控制在1.5%以下。5月27日13时,工作面瓦斯逐渐增大,输送机停电频繁,指挥部决定:整理风筒以减少漏风,将原一路11kW局部通风机更换为28kW局部通风机供风,再加一路28kW局部通风机供风至工作面,救护队要密切监视气体浓度变化情况。19时30分,改装完毕,工作面瓦斯降至1.5%以下,回风流瓦斯浓度为0.5%,清理工作继续进行。

5月28日6时,恢复巷道至18.4m处发现2名遇难人员。7时10分和8时20分在距抬棚22~23.5m处分别发现最后2名遇难人员。29日中班,在救护队现场监护下巷道清理工作全部结束。

4. 事故原因分析

(1) 联络巷所处的位置具有构造应力分布的背景,处于地应力异常区内。由于构造应力积聚了能量,隐含了引发突出的主导因素。

(2) 联络巷掘进施工还有21m未贯通,突出点存在巷道贯通集中应力。在构造应力集中应力等多种应力和瓦斯压力的综合作用下,煤与瓦斯从巷道底部最薄弱的软煤层中突出。

(3) 目前由于煤层突出及延期突出机体仍在探索阶段,突出预测缺乏有力理论指导。所以,一些预测指标在实际生产中有一定的局限性。

5. 点评

(1) 事故发生后,及时成立了抢险指挥部,统一指挥,抢救工作有条不紊,所制定的抢救方案切合实际。但救护队到达前,矿方应把工人撤出灾区,以免产生更大伤亡。

(2) 救护队在现场监护中,能严格遵守《煤矿救护规程》,阻止未佩戴氧气呼吸器人员进入灾区。

(3) 事故初期,小队对现场情况侦察准确,为指挥部制定方案提供了有力保障。在事故抢救过程中,利用局部通风机和瓦斯抽放系统排除瓦斯,加快了进度。

(4) 在突出煤层中进行采掘工作时,在一个或相邻的两个采区中,同一煤层的同一区段,在应力集中影响的范围内,不得布置两个工作面相向同时采煤和掘进。

(5) 强化在非突出煤层中施工人员防突知识教育,在技术管理和施工管理方面均需超前思维,做到深、严、细、谨;切实提高防突安全意识。

[案例二]某矿为瓦斯和煤突出矿井,设计产量6万t/a,主斜井为运输提升,副主井回风。井下分东西两翼生产,开采上二叠纪乐平系B₆煤层,瓦斯相对涌出量为24m³/t,中央并列式通风,如图12-5所示。

1. 事故发生经过

1972年7月6日,西翼2034上山掘进工作面震动爆破,因钻孔数量不够,煤层震动力度小,瓦斯压力没有充分释放。在这种情况下,工作面冒险生产,进行打眼爆破,引发了瓦斯突出。突出瓦斯10000m³以上,突出煤200t,突出巷道瓦斯浓度高达60%,造成14人遇险和遇难。

2. 事故处理经过

根据事故地点及事故情况,制定了以下作战方案:

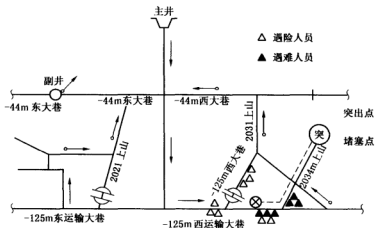


图 12-5 某矿上山掘进工作面瓦斯突出事故处理示意图

- (1) 为防止事故扩大，立即将井下所有人员全部撤出。
- (2) 救护队立即上井对整个灾区进行全面侦察，发现遇险遇难人员立即抢救。侦察路线为：主井→井底车场→水泵→-125m 西运输大巷→-125m 西大巷→2034 上山掘进工作面→-125m 回风大巷→2031 上山→-125m 西大巷→风门→返回井上。
- (3) 切断矿井西翼一切供电电源，防止产生电火花引起爆炸。
- (4) 矿方立即派人在井口设立安全岗哨，凡是与抢险工作无关的人员严禁入井。
- (5) 矿灯房必须保证矿灯的安全可靠性，防止在灾区工作时发生意外。
- (6) 井下抢救基地设在井底车场，非救护人员只能在基地协助救护工作。

矿山救护队 11 人分为 2 组进行侦察。一组过风门后，在距风门 10m 处发现 3 名巷修工扑倒在地。3 人均口吐白沫，神志不清，胡言乱语。检查此处 CH_4 浓度为 20%。将他们佩戴氧气呼吸器和自救器后抬出风门外，送到井底车场，由其他工人扶出井口。小队在基地更换氧气瓶，休息片刻整理装备后又进入灾区向 2031 上山和 -125 回风大巷侦察，均没有发现遇险人员。19 时 46 分，在 -125m 西运输大巷与 2034 上山巷道口与二组会合一处。

二组往 -125m 西运输大巷侦察时，在风机附近发现 5 名遇险人员躺在巷道内。5 人均处于昏迷状态。有的口吐白沫、鼾声如雷，有的四肢无力、胡言乱语，其中 1 人头部流血负重伤。局部通风机停止运转，风筒被打落一地。该处瓦斯浓度 24%。把伤员包扎处理后，给遇险者佩戴自救器，立即搬运护送井底车场，由其他工人送出井口。救护队员稍作休息，把仪器装备整理后，又进入灾区向突出掘进头侦察。在 2034 上山巷道口发现 3 名遇难人员，其中一名是瓦斯员（兼爆破工），1 名掘进班长，另 1 名是掘进头老工人。经检查，3 人均已瞳孔放大，呼吸、脉搏、心跳完全停止，并出现尸斑，确认已经死亡。该处瓦斯浓度为 26%。从上山前进方向 20m 处瓦斯浓度为 47%。至此，井下遇险遇难人员已全部找到。此时，第一组的人员已经侦察完毕，在 -125m 西运输大巷与 2034 上山交叉口同二组汇合一处。将所有遇难人员尸体全部搬运出灾区，在井底车场与领导仔细清点

下井人数,确定灾区已无遇险人员后,全队升井,抢救工作圆满完成。

3. 系统恢复

根据通风系统、通风设施、火区位置、排除巷道瓦斯的路线等情况,特别对-44m西大巷(总回风道)的火区密闭进行详细检查、加固,在控制风流的情况下,逐段将突出巷道瓦斯排除,待瓦斯浓度降到1%以下,恢复正常通风和生产。

4. 点评

本次事故抢救指挥部首先采取了撤人、停电、设置警戒、设备安全性能检查等一系列措施,确保了救灾工作的安全,值得我们借鉴。在矿山救护行动过程中,救护队一个小队分为两组侦察,加快了遇险、遇难人员区域的搜索进度,成功地抢救出了部分伤者。但矿山救护队仅一个小队投入抢救,不符合《煤矿救护规程》,在新鲜风流基地没有设待机小队,增加了行动的不安全性。

第五节 煤尘爆炸事故的处理

处理煤尘爆炸事故,同处理瓦斯爆炸基本一样,但煤尘爆炸有一定特殊性,在处理时需要引起重视。

一、煤尘爆炸事故的勘察

煤尘爆炸事故勘察的主要目的是为了确定事故发生的真正原因,从而为预防类似事故提供技术指导。由于爆炸现场的巷道或工作面受到爆炸燃烧及冲击波的破坏,气体成分、支护状况、失稳的岩石等都会对勘察人员的安全构成威胁,因此,事故勘察首先应注意安全问题。事故勘察人员应注意保护爆炸现场原有状况,以便进行多次勘察(一次勘察往往不能得出确切的结论,必须进行多次更详细的考察)。事故勘察时应应对事故现场的巷道状况、支护状况、设备位置及状态、伤亡人员位置及状况进行详细记录和描绘,这对事故原因的分析和推理十分重要。若需改变某些物品的位置和状况,应进行标记和记录。入井勘察前应做好详细的计划和分工,检查需要携带的取样仪器、器皿等;上井后应及时进行资料的整理和情况交流、讨论,以验证、对比各自考察的结果,并提出勘察报告。

事故现场勘察的主要任务是收集爆炸后的遗迹,发现或寻找可能的点火源。

(一) 确定爆炸中心

煤尘爆炸或瓦斯煤尘爆炸产生的高温高压气体以很高的速度向外传播,造成人员伤亡和巷道、设备的破坏。爆炸留下的痕迹为判断爆炸源的位置提供了依据。

1. 遇难人员的遗迹

瞬间发生的爆炸冲击使遇难人员大部分都保持爆炸时的状态,从遇难人员的倒向、烧伤部位、遗留物品的去向等可以判断爆源的方向和大致的方位。引燃煤尘或操作机器引燃煤尘的人员,几乎总有一定的时间来移动一段很短的距离,而远离爆源的人员则根本没有时间移动。遭到爆炸火焰蔓延燃烧的人员,其手背和除眼睛以外的整个面部都会被烧坏。如遇难人员身体受到损伤(如折断的骨头)、衣服撕碎、矿灯线和鞋子脱离身体,说明该人距离爆源至少30m。

2. 支架倾倒的方向

由于受爆炸冲击波的作用,爆源两侧的支架向爆炸波前进的方向倾斜或倾倒;当爆炸强度较大时,甚至被推垮。据此可以判断爆源的方向及爆炸的强度。

3. 风筒布碎片飞入的方向

当爆炸冲击波的压力达到 0.78 ~ 0.98 MPa 时,胶布风筒尤其是透风的胶布风筒破坏最为严重,许多被炸成碎片的风筒布随爆炸波向爆源两侧飞出,并牢固地夹入木棚、煤岩的缝隙中,这也是判断爆源的明显标记。

4. 设备、器材的位移

井下巷道中的设备相当多,在冲击波的作用下这些设备的位置发生移动,有的抛向很远,这是发生事故的普遍现象。对设备、器材比较熟悉的人到达事故现场后,立刻就能判断出器材、设备移动的距离和方向,可由此判断爆源的方向和位置。

5. 煤尘的皮渣和粘块

粘附在巷道支架上的煤尘粘焦可以判断爆炸时燃烧传播的方向,但煤尘爆炸的强度、燃烧的速度等都会影响粘焦,应根据实际情况进行判断。

6. 巷道破坏程度

瓦斯、煤尘爆炸破坏程度最大的地方往往不是爆源附近,而是在其外围。爆炸冲击波刮起的沉积煤尘有可能引发二次爆炸,而燃烧爆破波传播途中若有煤尘等燃料的参与补充,则会加强冲击波的强度,从而使破坏力增大。当爆炸波在传播过程中遇到障碍物或巷道断面突然缩小时,爆炸波的传播速度就会增大,而燃烧锋面的紊流度增大也使反应更为剧烈,从而升高冲击波的压力。因此,在巷道拐弯、有障碍物或断面突然变化的地方,巷道受到的破坏更大。

(二) 分析、寻找煤尘尘源

正常生产时期煤尘很难形成爆炸的浓度,因此,煤尘爆炸的最初原因往往有瓦斯的参与。沉积的煤尘是诱导爆炸扩大的根本。调查事故前该区域内的煤尘沉积、除尘工作、风流速度及风量变化的情况,是煤尘爆炸事故尘源分析的重点。

(三) 寻找火源

煤矿井下点燃瓦斯煤尘爆炸的潜在火源很多。在分析爆炸的点燃原因时,通过现场勘察和人员汇报采取比较排除法是十分有效的。例如:某一地点发生了瓦斯爆炸,该地点没有自然发火、没有人员作业,那么可以排除自然发火、爆破引燃、烟火、打开矿灯、电火花、电焊引爆的可能;最后可把点燃原因集中在电气失爆、机械摩擦、杂散电流、地面闪电导致的电火花等方面。杂散电流和闪电引燃一般是最可能的原因。

爆炸后火源的痕迹也是确定点燃火源的重要证据。自然发火引起爆炸时,爆炸后自然发火往往继续存在,如不及时处理,还会引发多次爆炸。电气火花引起的爆炸,在火源部位有电弧疤痕,但必须注意到在连续发生爆炸时,第二次或多次的爆炸是由第一次爆炸的高温燃烧而引发的,因此要找到最初的第一火源。

(四) 必要的实验检验和模拟计算

对现场勘察采集的煤尘样本、击穿的电缆、结焦的煤块及烧毁的支架、衣物等需要进行科学检验和试验分析,才能作为事故定量、定性分析的依据。分析考察获得的数据,可以得出仅靠人为推断难以确定的一些可靠的结论。但是,这应该是建立在试样的可靠性上

的,进行多个试样的对比分析有助于减少井下复杂因素的干扰。

模型模拟及计算机数字模拟技术为验证分析提供了新的手段。虽然进行爆炸事故过程的完全仿真模拟十分困难,但对其中一些关键因素的模拟计算仍会为事故分析提供有力的帮助。

二、爆炸事故处理的基本原则

(1) 处理爆炸事故时,矿山救护队的主要任务是:抢救遇险人员,对充满爆炸烟气的巷道恢复通风,清理堵塞物,扑灭因爆炸产生的火焰。

(2) 首先到达事故矿井的小队应对灾区进行全面的侦察,查清遇险遇难人员数量及分部地点,发现幸存者应立即给予佩戴自救器救出灾区,发现火源立即扑灭。

(3) 矿山救护队在侦察过程中遇到冒顶无法通过时,侦察小队要迅速退出,寻找其他通道进入灾区。在独头巷道较长、有害气体浓度大、支架损坏严重的情况下,确知无火源、人员已经牺牲时,严禁冒险进入,要在恢复通风、保证通风、修复支架后方可进入。

(4) 小队在进入灾区前必须遵守下列规定:

①进入前切断电源,在切断电源时应远距离操作,不能在灾区直接断电,以免产生火花,引起爆炸;

②注意检查灾区内各种有害气体的浓度,检查温度及通风设施的破坏情况;

③穿过支护破坏的冒落区,要采用长把工具敲帮问顶,要架好临时支架,要保证退路;

④通过支架不好的地点时,队员要保持一定的距离按顺序通过,不要推拉支架;

⑤进入灾区后,行动要谨慎,防止碰撞产生电火花,引起爆炸。

(5) 井筒、井底车场或石门发生爆炸时应派一个小队救人,一个小队恢复通风。如果通风设施损坏不能恢复,应全部去救人。爆炸事故发生在采掘工作面时,派一个小队沿进风侧、另一个小队沿回风侧进入救人。

(6) 为了排除爆炸产生的有毒有害气体、抢救人员,要在查清确实无火源的基础上,尽快恢复通风。如果有有害气体严重威胁回风流方向的人员,为了紧急救人,在进风方向的人员已安全撤离的情况下,可采取局部反风。这时矿山救护队应进入原回风侧引导人员撤离灾区。

三、煤尘爆炸事故行动要点

处理煤尘爆炸事故,一般的工作程序:灾区停电撤人→向上级汇报→召请救护队→成立抢救指挥部→救护进入灾区救人→侦察→灭火→恢复通风。

(1) 矿井发生煤尘爆炸事故后,必须立即成立抢险指挥部,建立井下基地。根据事故处理情况的变化,救护基地可向灾区推移。

(2) 救护队在接到事故召请要出动值班小队和待机小队,及时赶到事故矿井;小队做好下井准备,指挥员到抢险指挥部领取任务,迅速下井奔赴灾区,尽快投入抢险救灾工作。

(3) 多支矿山救护队联合作战时,应成立矿山联合作战指挥部,由事故单位救护队长担任指挥,协调各救护队的战斗行动。在整个事故抢险的过程中,各救护队必须与指挥

部、基地保持通讯联系,及时反馈信息,接受任务。

(4) 最早入井的矿山救护小队必须首先组织灾区侦察工作,准确探明事故性质、原因、范围、遇难人员数量和所在位置、巷道和通风设施的破坏程度及通风、瓦斯、火点、消防管路供水等情况,并及时报告抢险指挥部,为指挥部制定抢救方案提供可靠依据。

(5) 抢救遇险遇难人员是矿山救护队的首要任务,应千方百计的创造条件,以最快的速度、最短的路线,先将受伤的人员运到新鲜风流中进行急救,同时派人引导将受伤或轻伤的人员撤离灾区,然后派人陆续抬出已牺牲的人员。救护小队根据遇险人员的分布和数量,携带足够的隔离式自救器,供遇险人员脱险之用。

(6) 发生爆炸事故采取救护工作时,灾变通风的管理正确与否,起着决定性的作用。处理事故时应把通风工作放在重要的位置,正确地选择通风方法,为抢救人员消灭灾害、保证救护人员的安全、防治事故扩大创造条件。对充满爆炸烟气的巷道要及时设置临时通风,尽快恢复通风,排除烟雾。

(7) 发现明火要及时扑灭,沿途行动要采取除尘、降温的洒水措施,避免火灾扩大或再次引爆事故。如火灾扩大,灭火无效或有再次爆炸危险时,要及时封闭或立即撤离到安全地点。

(8) 小队进入灾区前要切断灾区电源,观察灾区气体、温度和风流的变化情况。当有爆炸危险时,必须立即撤离到安全地点,并采取措施排除爆炸危险。

(9) 如确知人员已牺牲时,必须先恢复灾区通风,在进行处理。

四、煤尘爆炸事故处理案例

【案例一】1985年4月7日16时50分,某矿发生煤尘爆炸事故,造成多人遇难。由于该矿和另一矿井连通,爆炸后又引起邻矿井下多人一氧化碳中毒死亡。

1. 矿井概况

事故煤矿为乡办煤矿,1974年开建,年实际生产能力为5万t。该矿采用一对立井开拓,属低瓦斯矿井,煤尘爆炸性,爆炸指数为29.97%~32.15%。矿井东西两翼开拓,串联通风。事故发生前,西翼正在生产的有1702、1704两个回采工作面,下山和1712平巷两个掘进工作面(两个工作面共用一台11kW局部通风机供风)。另外受事故波及的煤矿也是一个乡办煤矿。事故示意图如图12-6所示。

2. 事故发生经过

4月7日中班,平巷工作面(半煤岩)煤层已经超前掘进1.3m,3个底板岩石眼也将要打完。此时,一名爆破人员在距工作面5m处的一个装满碎煤的矿车做炮药。因其违章操作,炮药爆炸,将30捆炸药和10多发雷管引爆,扬起矿车和巷道中的积尘,导致了煤尘爆炸,有毒有害气体波及到相邻的煤矿。

3. 事故处理经过

4月7日12时40分,救护队到达事故矿井,检查发现主井防护棚已被摧毁,北钩罐笼卡在井架上部,人行道已被严重破坏。南钩罐笼已被破坏,难以下井,回风井主要通风机未受到破坏,正常运转,回风井中CO浓度为:0.3%,CO₂浓度为:0.42%,CH₄浓度为:0.2%。随即采取了抢修罐笼、切断井下电源、保持通风机正常运转等措施。

在修复罐笼期间,接到邻矿井下有人中毒的报告,2个救护小队到该矿井下救护,在

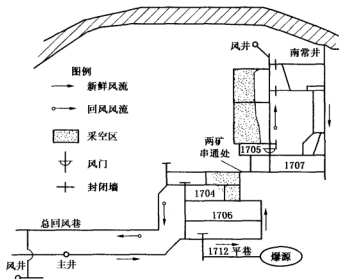


图 12-6 某矿煤尘爆炸事故示意图

1705 工作面回风巷发现多名遇难人员，至 19 时全部运出。

18 时 10 分，事故矿井主井恢复提升，2 个小队入井侦察，在井底信号房发现了 1 名幸存者，在井底车场和其他工作面发现了多名遇难人员。救护队采取逐段恢复通风的措施，抢救出遇难人员。4 月 8 日 13 时抢险工作全部结束。

4. 事故原因的分析

(1) 根据瓦斯检查记录，各采掘地点的瓦斯浓度在 0.2% ~ 0.4% 范围内，且事故发生 48h 后，在局部通风机未恢复运转的情况下，工作面瓦斯浓度仍未超过 0.4%，排除瓦斯爆炸的可能性。

(2) 从事故现场观察，掘进工作面风筒全部变成碎片，说明事故发生时局部通风机未停机，掘进工作面处于正常通风状态，不会引起瓦斯积聚。

(3) 巷道内积尘严重，受到震动会引起煤尘飞扬。

(4) 在事故现场发现煤尘爆炸的产物粘焦，结焦厚度达 3 ~ 5mm。粒度明显，说明爆炸前巷道中煤尘积聚非常严重。

因此，可以确定这是一起煤尘爆炸事故。

5. 点评

煤尘爆炸的特点是 CO 气体浓度高，破坏性强。因此，在确认灾区没有再生火源的情况下应尽快恢复灾区通风，为灾区人员积极创造生存条件，同时缩短救护队员佩戴呼吸器的工作时间，提高救灾过程的安全性。

〔案例二〕某矿南坑发生特大煤尘爆炸，死亡 65 人，矿井严重破坏，在矿井周边有火区的情况下，矿山救护队安全地完成了抢救任务。事故处理示意图如图 12-7 所示。

1. 矿井概况

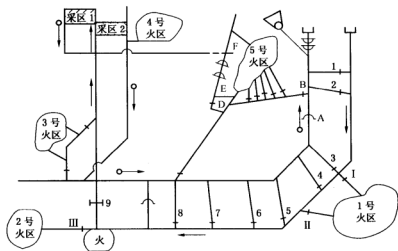


图 12-7 某矿煤尘爆炸事故处理示意图

该矿开采宁武煤田 5 号煤层，煤层厚度 12m，自然发火期 6~12 个月，煤尘爆炸指数 33%，斜井开拓，中央并列式通风，高落式方法采煤，大巷采用无极绳运输，斜井采用串车提升。矿井无洒水防尘设施，煤尘超标，自然发火严重，仅火区就有 5 处，成为矿井的严重隐患。矿井为低瓦斯矿井。

2. 事故发生经过

12 月 5 日中午 11 时左右，采二队爆破，因回风眼被大块炭堵塞，回风不畅，爆破产生的煤尘难以排出，又将落尘震起飞扬，巷道空气中的煤尘达到爆炸界限。第二次爆破，用明刀闸引爆，产生了火花，将煤尘引爆，又将矿井中的落尘吹起参爆，造成全矿井煤尘爆炸。

3. 事故处理经过

参加抢险的有来自全国的 7 个救护大队的 19 支救护小队，救护指战员 190 名，解放军指战员 700 多名，医务工作者 200 余人。经过侦察，井巷严重垮落，通风设施几乎全部破坏，车场着火。针对这种情况，指挥部采取了如下措施：

(1) 缩小灾区，逐段恢复通风。在联络巷建造 1~8 号木段密闭墙，解放主井及运输大巷约 1000m。

(2) 封闭车场火区。建造 I、II 号密闭，将摧垮的 1 号火区重新封闭，缩短了灾区。

(3) 全矿井反风。由于采区大巷被火封锁，巷道严重垮落，瓦斯升到 2% 以上，进入采区的通道切断。所以决定从回风侧进入，采取全矿反风。反风后，当队员行到进回风交叉点时，自然桥垮落，火势较大，无法通过。因遇难人员集中在采区，而通向采区的两条巷道无法通过，需要灭火并恢复巷道，在短时间内不大可能。

(4) 穿越旧火区，开辟进入 2 采区的新通道。根据图纸和矿方技术人员提供的资料，2 采区有一上山距 5 号火区很近，而 5 号火区又同总回风相通，将火区的 5 个密闭加固，打开密闭②和调节门③，便可形成新的通风系统。然后，在 D 处安装 11kW 局部通风机，

排除 DF 巷的瓦斯。为在 F 点掘小巷创造了条件。小巷打通后, 瓦斯浓度在 2% 以下, 温度在 25℃ 以下, 无烟雾, 一氧化碳浓度 0.5%, 巷道完好, 为进入 2 采区开辟了一条新路。

(5) 对采区进行侦察并查清情况后, 组织力量搬运遇难人员, 只用 3 天时间就完成了任务。

(6) 封闭火区, 解放巷道。将遇难人员搬运结束后, 救护队进行恢复通风、封闭火区和解放巷道的工作, 在较短的时间内完成了任务。

4. 点评

这次事故极为复杂, 爆炸破坏了通风设施和巷道, 也破坏了火区密闭, 进回风巷都被火隔断, 救护队无法进入遇难人员集中的采区。因此, 采取通过旧采区, 开辟通向 2 采区通道的措施。减少了救护工作量, 创造了完成任务的条件。

第六节 矿井火灾事故的处理

火灾事故在煤矿中发生较为频繁, 已成为矿山救护队处理最多的事故, 同时也是最为复杂的事故。矿井火灾发展到明火阶段时, 可能出现一些特殊现象, 即火风压和风流逆转, 这些现象扰乱矿井的正常通风系统, 可能使全矿或局部的风向、风量发生变化, 对安全威胁很大, 对救灾抢险工作造成一定困难。所以井下一旦发生火灾, 就要注意这些特殊现象, 防止引起不良后果。

一、矿井火灾时的风流控制

处理井下火灾时, 通风方法的正确与否, 对灭火的效果起着决定性作用, 同时也关系到救护人员的自身安全。因此, 在制定灭火方案时, 应把通风问题放在首位考虑。在弄清火灾情况、遇险人员分布、巷道系统、瓦斯大小和通风设施状况等情况后, 灭火时要选择正确的通风方式。

(一) 控制火灾的通风方法

处理矿井火灾常用的通风方法有正常通风、反风, (包括全矿井反风、区域性反风和局部反风)、减少风量、风流短路和隔绝风流等 5 种方法。不论采用何种方法, 都应满足以下要求:

- (1) 不使瓦斯聚积、煤尘飞扬, 造成爆炸。
- (2) 不危及井下人员的安全。
- (3) 不使火源蔓延到瓦斯聚积的地方, 也不使超限的瓦斯通过火源。
- (4) 有助于阻止火灾扩大, 压制火势, 创造接近火源的条件。
- (5) 防止再生火源的发生和火烟的倒退。
- (6) 防止火风压的形成, 造成风流逆转。

(二) 各种通风方法的应用

1. 维持正常通风

出现下面火灾情况时应采取维持正常通风、稳定风流的方法。

- (1) 通风网路复杂的高瓦斯矿井, 采用其他通风方法有发生瓦斯和煤尘爆炸危险,

或使灾情扩大时;

(2) 火源位于独头掘进巷道内, 不应停止局部通风机, 但应减少向火源供风, 抑制火势发展。但应注意: 减小风量不能引起瓦斯爆炸; 若火源下风侧有人员未撤出, 则不能减风。

2. 停风机

(1) 火源位于进风井口或进风井筒时, 不能进行反风可减少风量。

(2) 独头掘进工作面发生火灾已有较长的时间, 瓦斯浓度已超过爆炸上限, 这时不能再送风, 应停止局部通风机。

(3) 主通风机已成为通风阻力时, 应停止主要通风机, 停止主要通风机时应同时打开回风井的防爆门或防爆井盖。采用这种通风制度应慎重。

3. 反风

当井下发生火灾时, 利用反风设备和设施改变火灾烟流的方向, 以使火源下风侧的人员, 处于火源“上风侧”新鲜风流中。按反风影响范围不同分, 可分为全矿反风、区域反风和局部反风3种。

(1) 全矿反风。通过主通风机及其附属设施实现。

(2) 区域性反风。在多进、多回的矿井中, 某一通风系统的进风大巷中发火时, 调节一个或几个主通风机的反风设施, 实现矿井部分地区风流反向的反风方式, 称为区域性反风。

(3) 局部反风。当采区内发生火灾时, 主要通风机保持正常运行, 调整采区内预设的风门开关状态, 实现采区内部局部风流反向, 这种反风方式称为局部反风。

4. 风流短路

在火源位于矿井的主要进风系统中, 若不能及时进行反风或因条件限制不能进行反风时, 可将进、回风井之间联络巷中的风门或密闭打开, 使大部分烟流短路, 直接流入总回风, 减少流入采区烟流, 以利人员避难和救护队进行救护。

5. 调压法

调压法是指采用增加或降低与发生火灾巷道或者有高温烟流流经的巷道相关巷道的阻力, 以阻止着火巷道的风流逆转以及防止其下风侧与进风巷道相连接的联络巷道风流逆转而造成的烟流侵袭面积扩大, 同时也可控制火势的发展。该方法可以控制火势, 防止风流逆转并减小火灾影响的范围, 但调压的难度很大。

(三) 不同情况的风流控制

1. 保持正常通风

矿井发生火灾时, 通风系统不因火灾而改变, 对消灭火灾、保护井下人员的安全是十分重要的。所以, 抢险救灾时, 必须首先稳定矿井通风。一般在总回风流中发生火灾时, 只有保证正常风流方向, 才能将烟气排出井外。当火势较大, 瓦斯涌出量较小时, 为了减弱火势, 可以采取减少风量的措施。在采区内发生火灾时, 首先要注意保持正常风流, 防止风流逆转。

2. 上行风流中发生火灾时的风流控制

首先在向火源供风的风路中建立密闭墙, 或关闭此风路中已有的防火门, 并要选择出一条畅通的风路让火焰自由排出矿井。密闭墙应建在与火源之间再没有可能逆转的旁侧风

流的地方,当不能满足此条件时,则应先在旁侧风流建密闭墙,然后再建上述密闭墙,以防止密闭区内火灾气体发生爆炸。

3. 下行风流中发生火灾时的风流控制

(1) 改变某些风流方向,变下行风流火灾为上行风流火灾。

(2) 必须在下行风流的条件下进行灭火时,为保证主干风流不逆转,应在密闭某些旁侧风流之后,再在主干风流中设置密闭墙。建造密闭墙后,应考虑到在漏风处很有可能逆着风流方向向外渗出火烟,为避免火灾气体扩大毒化井下区域,可把靠近火源的一条旁侧风流不密闭,并使其通过较大的风量,将漏出的烟气冲淡排出。

4. 分支风流发生火灾时的风流控制

当火灾发生在分支风流中时,应保持通风机原来的工作状况,特别在抢救人员、灭火阶段,不能减少通风机风量,更不能停风。在下行风流中发生火灾时,为保持主干风流不逆转,应增大通风机的风压。为了防止因风量过大而烧毁电动机,可在保持风流正常流向的情况下,适当增加有关风路的风阻值。

(四) 风流逆转的防范措施

巷道中风流是否发生逆转,主要取决于火风压的大小以及回风巷和支干风路风阻的大小。逆转的规律是:凡是风机和火风压的作用方向一致时,主干风流方向不变,旁侧风流可能逆转;如果风机和火风压作用方向不一致时,旁侧风流有固定的方向,主干风流可能发生逆转。

由上述可知,风流逆转不仅能够扩大灾情,使事故复杂化,还给矿山救护队的灭火造成困难。所以,在火灾的初期阶段,就要采取有效措施,防止风流逆转。

风流逆转的预防措施如下:

- (1) 积极灭火,控制火势,必要时密闭火源进风侧或使风流短路,尽量减小火风压。
- (2) 保持主要通风机正常运转。
- (3) 采用局部反风,变下行风流火灾为上行风流火灾。
- (4) 加大火风压所在旁侧风路的风阻,尽量减小回风风路的风阻。

(五) 火烟倒退及回流

(1) 在发生火灾的巷道内,新鲜风流从底部流向火源进行供风,而火烟在顶部向相反的方向流动,最后导致不仅逆着通风机的作用方向,而且也与火风压的作用方向作相反运动。这种新鲜风流与火烟流向相反方向,而火烟一直逆着火风压作用相对运动的现象,称为火烟的倒退。

(2) 火烟的回流现象,就是指在巷道的同一个断面上同时存在着两个相反方向的流动。

这两种现象与风流逆转有着密切的关系,它往往是风流逆转的前奏。它可造成火烟弥漫井巷,给救灾工作带来巨大的困难。

(六) 火风压

矿井发生火灾的最初阶段,井下风流与火烟都是沿着发生火灾前原有方向流动。当火势加大、温度增高时,空气成分发生变化,矿内空气获得热能,在通风网路中出现了自然风压增量,称为火风压。如果火源处或高温火烟流经的倾斜井巷中,由于气温升高和空气成分改变,空气密度减小,就会形成自然风压增量,这种现象称为局部火风压。

1. 火风压值的计算

火风压值可用下式计算:

$$h_{\text{火}} = Z (\rho_0 - \rho) g$$

式中 $h_{\text{火}}$ ——火风压值, Pa;

Z ——高温火烟经过的井巷始末两点标高差, m;

ρ_0 ——发火前巷道内的平均空气密度, kg/m^3 ;

ρ ——发火后巷道内的平均空气密度, kg/m^3 ;

g ——重力加速度, $9.8\text{m}/\text{s}^2$ 。

火风压值亦可用下式计算:

$$h_{\text{火}} = 1.2Z \frac{\Delta T}{T} g$$

式中 ΔT ——发火后巷道内温度的增值, K;

T ——发火后巷道内空气平均绝对温度, K。

2. 火风压的特点

火风压可能造成一些区域风量和风向的变化, 其特点为:

(1) 高温火烟流经的井巷始末两端的标高差愈大, 火风压值愈大。在水平巷道内, 火风压极微小, 当火源位于非水平巷道或高温火烟流经非水平巷道时, 火风压就明显地表现出来。

(2) 火势愈大, 温度愈高, 火风压就愈大。火烟温度对火风压值的大小起着重要作用。火烟流经巷道的温度高低取决于下列主要因素: ①燃烧物本身的温度。视燃烧物燃烧完全程度而定, 如煤炭燃烧完全生成二氧化碳时, 燃烧温度约达 2500°C ; 煤炭燃烧不完全生成一氧化碳时, 约为 1400°C 。实际发生火灾的燃烧很复杂, 一般发火处燃烧物体的温度常在 1000°C 以上。②距火源的距离。在火灾烟气流从火源处流向出风井的路程上, 其温度随着离火源的距离增加而降低。③流过的火烟量。流过井巷的高温火烟量愈多, 即流速愈大, 其温度愈高, 且高温火烟蔓延影响的范围愈远。如果将流向火源的风流截断或减少向火源处的供风量, 可减少火源处产生的高温烟量, 从而减少井巷中烟气流, 使井巷中的空气温度降低。④测温点与火源间从旁侧风流中掺入的风量及其温度。在高温火烟流经的途中掺入低温风量, 可使火烟温度降低, 且掺入风量的温度愈低、风量愈多, 则火烟温度降低数值愈大。但须注意, 当火烟温度高于井巷中物体的着火温度时, 如掺入新鲜空气可使火烟气体重新燃烧或使煤、坑木等发生燃烧, 而产生再生火源, 所以只有当火烟温度低于井巷物体的着火温度时, 才允许掺入新鲜风量。

(3) 火风压的方向永远向上。在火烟流经途中, 要降低火风压值, 最可靠的措施是减少供给火源的风量, 以减少火烟生成量。当井下发生火灾时, 火源及其烟气温度的变化很大, 要精确计算火风压值很困难。但根据影响火风压的因素和原有的通风状况, 判断由于火风压可能造成风流逆转的风路, 以便采取正确的控制风流措施, 避免事故扩大是完全可能的。

3. 火风压的危害

火风压在通风网路中的作用如同一台风压值逐渐变化的辅助通风机, 能改变通风网路中原有的风压分布, 引起风路中风量的增减甚至风流逆转, 使正常的通风系统遭到破坏,

扩大了事故范围,在瓦斯矿井还会引起瓦斯爆炸。其对风流影响的规律为:当矿井主干风路上的主通风机风压与火风压的作用方向一致时,主干风流将具有完全肯定的方向,不会发生逆转,但所有的旁侧风流可能逆转;当主干风路上的主通风机风压与大风压的作用方向不一致时,主干风流则不会有肯定的方向,可正向流、无风、风流逆转。无风时的火风压值称为临界值。当火风压小于临界值时,风流方向不变;当火风压值大于临界值时,风流逆转,但逆转程度要视火风压值的大小,可能部分逆转或全部逆转。

井下发生火灾时,发生风流逆转不仅能够扩大灾变,使事故复杂化,还给矿山救护队的灭火救灾造成困难,所以在火灾的初期阶段,就应采取有效措施防止风流逆转。由此可见,掌握矿井通风系统中各风路是上行还是下行风路,对发生火灾时正确判断通风系统的风流变化状况是很重要的。

4. 稳定风流的措施

1) 积极灭火

在火灾发生的初期,应尽一切可能创造条件积极灭火。如直接灭火无条件或无效时,应在火源进风侧建临时密闭墙,控制火区进风量,减少火烟。

2) 正确调度风流,避免事故扩大

火源发生在分支风流中,应维持主要通风机原来的工作状态,特别在救人和灭火阶段,不能采取减风或停止主要通风机运行的措施。在采用多风井抽出式通风的矿井,除了在进风井筒及在井底发生火灾之外,都不能把承担排烟任务的主要通风机停止。如果火灾发生在上行风流时,在有些情况下把其他无火烟流经的风机停止,可能有利于事故救援。

3) 增加排烟风路,加大排烟能力

在有可能成为排烟风路的沿途上,应迅速打开风窗或已有防火门,甚至密闭墙,消除阻碍物,使回风通路畅通,扩大排烟能力,迅速将火烟直接导入总回巷排出。

二、灭火方法

灭火的实质就是把正在燃烧体系内的物质冷却,将其温度降低到燃点之下,使燃烧停止。

灭火原理:

- (1) 冷却,把燃烧物质的温度降低到燃点以下。
- (2) 隔离和窒息,使燃烧反应体系与环境隔离,抑制参加反应的物质。
- (3) 稀释,降低参加反应物(液、气体)的浓度。
- (4) 中断链反应,现代燃烧理论认为,燃烧反应是由于可燃物分解成游离状态的自由基与氧原子相结合,发生链反应后才能形成的。因此,阻止链反应发生或不使自由基与氧原子结合,就可以抑制燃烧,达到灭火目的。

煤矿井下常用的灭火方法可分为直接灭火、隔绝灭火和联合灭火三类。

(一) 直接灭火法

直接灭火法就是用水、砂子、岩粉、化学灭火器、高倍数泡沫灭火器以及挖除火源等方法来扑灭火灾,是一种积极有效的灭火方法。具备直接灭火条件的火灾,应尽量采用直接灭火法灭火,以减少火灾造成的损失。

1. 用水灭火

1) 用水灭火的优势

用水灭火简单易行, 经济有效, 其优势如下:

(1) 水有很大的吸热能力, 比一般物质冷却作用大, (1L 水化成蒸汽时能吸收 2256.7J 的热量), 覆盖在燃烧物体表面能吸收大量的热, 使物体冷却而停止燃烧。

(2) 水与火接触后能产生大量水蒸气, 稀释空气中的氧气浓度, 并使燃烧物与空气隔绝, 阻止其继续燃烧。

(3) 强力水流射向火源能压灭燃烧物的火焰。所以, 对于火势不大、范围较小的火灾, 用水灭火很有效。

(4) 用水灭火时水可浸湿火源附近的燃烧物, 限制燃烧范围的扩大。

2) 用水灭火的注意事项

用水灭火时, 要注意以下情况:

(1) 应有充足的水量。水量不足不仅难以灭火, 而且可能贻误战机, 造成火势扩大。同时水在高温作用下分解成氢气和一氧化碳(水煤气), 形成爆炸性混合气体, 带来新的危险。

(2) 灭火时应先从火源外围逐渐向火源中心喷射水流, 以免生成大量的水蒸气和灼热的煤渣飞溅, 伤害灭火人员。

(3) 应保持正常通风, 以使高温烟气和水蒸气直接导入回风流中, 以防烟气和水蒸气返回伤人。

(4) 水是导电体, 所以用水扑灭电气设备的火灾时, 应首先切断电源。

(5) 在任何情况下, 灭火人员都应站在火源的进风侧, 并要保持有畅通的排烟路线, 可及时将高温气体和水蒸气排出。

(6) 高温岩石遇冷水极易炸裂, 应防止因岩石炸裂造成冒顶事故。冒顶不仅威胁救灾人员的安全, 还会堵塞风路和退路。

(7) 用水灭火时, 必须经常检查井下火区附近的可燃可爆气体。

(8) 用水淹没采区或矿井的灭火方法, 只能在万不得已时使用。

3) 用水灭火的适用条件

用水灭火具有操作方便, 灭火迅速、消灭彻底、费用低等优点, 但也存在一定的局限性。例如一般电气火灾及油类火灾不能用水灭火, 另外, 井巷顶板受高温后易破坏, 被水冷却后易垮落而发生冒顶等; 为了供水必须铺设供水管路, 每隔一定距离要装水阀门, 在地面要设水池。所以用水灭火适用于:

(1) 发火地点明确, 不是电气和油类火灾, 人能够接近火源。

(2) 发火初期阶段, 火势不大, 范围较小, 对其他区域无影响。

(3) 有充足的水源, 供水系统完美。

(4) 火源地点通风系统正常, 风路畅通无阻, 瓦斯浓度低于 2%。

(5) 灭火地点顶板坚固, 能在支架掩护下进行灭火作业。

(6) 有充足的人力, 能组织分组连续作战。

4) 用水灌注或淹没采区和矿井的灭火方法

只有在万不得已时才可使用水灌注或淹没采区和矿井的灭火方法。因为恢复工作因

难,在火区不能全部淹没的情况下还有复燃的可能。但是需使用水淹没而未及时进行淹没灭火时,不仅白白增加了资源损失和浪费人力、物力,最后还得用水淹没,损失将会更大。

2. 化学灭火器灭火

化学灭火器种类很多,最常见的是手提式泡沫灭火器。此外,适于井下使用的喷粉灭火器、灭火手雷和灭火弹等,灭火效果都很好。

1) 泡沫灭火器

使用泡沫灭火器时将灭火器倒置,内外瓶中的酸性溶液和碱性溶液将互相混合,发生化学反应,形成大量充满 CO_2 的泡沫并喷射出来覆盖在燃烧物体上,隔绝空气,气泡中放的 CO_2 也有助于灭火。对扑灭井下初起火灾和易燃和油火最有效。

在井下使用泡沫灭火器时应注意如下事项:

(1) 有可能接近火源 10m 距离以内,才使用泡沫灭火器。

(2) 应自上而下地向燃烧着的固体物质喷射,使泡沫覆盖在燃烧物的表面。

(3) 扑灭各种易燃液体(汽油、柴油和机油等)的火灾时,应自边缘起开始喷射,然后逐渐向里。在扑灭各种易燃液体着火时应向容器的边缘上喷射泡沫,使泡沫均匀流动,以便覆盖在燃烧物的表面。

2) 喷粉灭火器

它是利用磷酸铵盐容易热分解的特性,遇火后便发生一连串的吸热分解反应,而使燃烧物降温;同时分解出的氨气、水蒸气使空气中的氧含量相对降低,窒息火源;分解所产生的糊状物 P_2O_5 和水能够覆盖燃烧物使其熄灭。喷粉灭火器可装药粉 6kg,以灭火器的液体 CO_2 做动力,通过喷嘴将药粉喷出形成粉雾。每个灭火器有效射程为 5m 左右,喷射时间为 16~20s。

这种灭火器扑灭初起的小型火灾,如木材、煤炭着火等较为有效,也可用于扑灭电器火灾。

除喷粉灭火器外,还有将磷酸铵粉末药 1kg 装入的灭火弹和灭火手雷,使用时,将护盖拧开,拉出火线,立即投入火区,同时注意隐蔽,防止弹片伤人。它是利用爆炸后喷出的磷酸铵粉灭火,灭火的有效范围约 2.5m,普通体力可将其投掷 10m 远。

3. 干粉灭火

干粉灭火剂是一种固体物质。以它为灭火剂制造的灭火装备,具有轻便、易于携带、操作简便、能迅速灭火等优点,可用来扑灭矿井初期明火、中小型火灾。对煤、木材、油类、电器设备等火灾均有良好的效果,尤其是在无水或缺水的矿井中灭火。

在灭火实战中,一般是将灭火手雷,灭火炮和喷粉灭火器配合使用,首先用手雷或灭火弹,将较大的或距离较远的火源灭掉,然后用喷粉灭火器扑灭余火。灭火枪主要用于扑灭井下各种电气设备和油类初起火灾。喷粉灭火器是常用的井下灭火装备,其使用方法是:首先将喷粉器上下颠倒数次,使药粉松动,以免发射时出现堵塞现象;上下颠倒要紧握喷射胶管,防止喷嘴摆动伤人;然后再缓慢打开压气瓶,待出粉时,再开大压气。喷射时喷嘴离火源的距离,根据不同的火灾而不同。油类、电气设备火灾,其距离可以远些,太近时粉流可能把燃油吹飞而散开,反而扩大燃烧,如果药粉不能附着在设备表面也会影响灭火效果;煤、木材火灾,特别是燃烧较深、温度较高时,其距离可以近些,以辅助高

速粉射入燃烧物内部,提高灭火效果。

4. 惰性气体灭火(惰化火区)

利用惰气扑灭矿井火灾,一般是在不能接近火源以及用其他方法直接灭火具有很大危险或不能获得应有效果时采用。它的主要优点是:惰化火区空气,既灭火又能抑制瓦斯爆炸;能使火区造成正压,减少向火区漏风;惰气容易进入冒落区的小孔、裂缝,起到灭火作用;灭火后的恢复工作比较安全、迅速、经济、设备损坏率小。

惰气灭火方法很多,但在矿山普遍采用的是用燃油除氧制取惰气的发生装置灭火。我国矿山特别是煤矿使用的惰气发生装置,已形成DQ-150型、DQ-500型、DQ-1000型大、中、小系列产品。在实际应用中成功地扑灭了多起火灾,产生了较大的经济效益和社会效益。

5. 炉烟灭火

炉烟灭火也是惰化火区的灭火方法。将煤或焦炭在发生炉内燃烧生成炉烟,主要成分为二氧化碳、氨,另外含有少量的氧(不大于3%)与水蒸气。炉烟经过冷却,温度降到25℃以下,用鼓风机经管道送入火区。灌烟量应大于漏风量的4~5倍,并在10~15天内将整个火区灌注满炉烟,然后连续注烟3~5个月。据淮南、徐州、北票等几个矿务局统计,采用炉烟灭火的成功率可达73%。

6. 氮气灭火(液氮灭火)

我国煤矿近年来综采机械化采煤发展很快,工作面产量和工效成倍增长,上下煤层由于受采动影响造成连通漏风,上层的自然火灾落到底层采煤工作面,或有烟气和CO的泄漏。因此,矿井综采工作面的大面积自然火灾问题也日趋严重。有的矿不遵循自上而下的开采顺序,而先采下层煤,这样上层煤遭到破坏,上下层煤都着火,使回采工作中断煤量被冻结。由于采区范围大,火源位置、大小往往查不清,灌泥浆灭火对高位的火源已起不到作用,无法短期内灭火并污染了井下环境。同时因火区风路复杂,很难用均压方法进行灭火,导致工作面长期被封闭,冻结大量可采煤量,损失极大。

为此,出现了采用液氮灭火技术。我国经过多年研究和实践,证实了利用氮气防治矿井火灾是有效的一种防灭火方式。

氮(N_2)是惰性气体的一种,是空气的主要成分,空气中氮气含量按体积比占78.13%,是无色、无味、无臭的气体,不自燃、不助燃,低温高压时可成为液态。

1) 氮气的灭火作用

- (1) 使火区中氮气浓度增加,氧气浓度降低,惰化灾区。
- (2) 提高密闭区内的空气压力,减少向火区漏风。
- (3) 利用低温氮气的吸热作用,使火灾气体、岩层和煤层的温度降低,阻滞煤炭氧化、达到灭火目的。

2) 氮的制作与氮气源

- (1) 外购液氮。
- (2) 由外厂提供制氧的余氮。
- (3) 局矿内的制氧站的自产氮。

3) 注氮气的方法

- (1) 在地面将瓶装液态氮注入蒸发器,在蒸发器中被加热成283K的气氮,再通过管

道由地面输送到密闭内。

(2) 在地面把液态氮灌入专用车辆送到使用地点, 通过泵和管道注入密闭内。

(3) 地面建移动式制氮装置, 通过管道连续送到井下。如西山矿务局杜儿坪矿首次利用地面移动式制氮装置成功地扑灭了大面积自燃火区。

注氮方式有正常回采注氮、惰化采空区注氮和封闭式注氮等方式。

液氮灭火的井下设施除输氮管道外, 便是注氮密闭。注氮密闭同一般密闭, 但设有专门的观氮孔和注氮孔, 并要求密闭墙要严密。

4) 注氮时的安全措施

(1) 注氮前要检查使用管路, 要求管路严密, 螺丝牢固, 以防止管路内混入空气。

(2) 注氮时, 应严格按照规定时间、地点取样, 发现异常现象要及时采取措施。

(3) 地面释放氮气时, 接触放氮口的人员要做好防护工作, 其他人员一律不得接近, 以防吸入氮气发生窒息和受低温的危害。

(4) 开始向火区注氮时, 不允许把管道中的空气送到火区, 应先用氮气冲洗整个管道后方可把管路接向火区。

(5) 利用矿井的灌浆管路充氮时, 应注意管路的纵向收缩, 可采用胀缩圈的办法克服。

(6) 液氮灭火时, 要对氮进行严格化验, 纯度要求在 90% 以上。

7. 二氧化碳灭火

二氧化碳灭火就是将液态与固态二氧化碳(干冰), 注入或放入密闭墙内。在火区温度的作用下, 液态或固态二氧化碳转化为大量二氧化碳气体, 吸收热量, 降低温度, 降低火区内的氧气浓度, 使矿井封闭火区的火灾熄灭。在灭火时, 对经常遇到的问题应采取如下措施:

(1) 当二氧化碳从气瓶中往外流出时, 会出现冻结现象, 解决的办法是用热水加温。

(2) 为避免二氧化碳伤害人的眼睛, 注二氧化碳的操作人员必须戴防护眼睛。

(3) 如用水龙带输送二氧化碳, 事先要将水龙带浸湿。

8. 用砂子或岩粉灭火

砂子、岩粉能覆盖火源, 将燃烧物与空气隔绝使火熄灭。砂子和岩粉不导电, 并能吸收液体物质, 因此可以用来扑灭油类或电气火灾。用此法灭火法成本低廉, 灭火时操作简单。按规定, 在井下机电硐室、材料仓库、炸药库等地方, 均应设置防火砂箱, 贮备一定量的砂子。

9. 挖除火源灭火

在火势不大、着火范围小、人员能够接近火区的情况下, 可以用工具或配合使用水降温后, 将燃烧物挖除并运往地面, 挖出的空洞用不燃材料充填。由煤层挖出正在燃烧的煤, 应装入平巷的矿车中运走, 并及时用水浇注, 禁止把燃烧的煤直接堆在平巷里, 以免引燃支架和堵塞巷道。挖除火源时, 在火源附近的平巷中, 应大量地撒布岩粉, 并用水喷洒。在瓦斯矿井中挖除火源是比较危险的, 必须经常检查瓦斯、一氧化碳浓度和温度, 并有可靠的安全技术措施时才可采用此种灭火方法。

10. 凝胶防灭火

随着矿进综掘工作的发展, 煤巷的高冒顶火灾日益严重。为了有效地防治煤巷的高顶火灾, 可采用凝胶防灭火的技术。凝胶是冻胶状的硅酸盐溶液, 常以水玻璃溶液为主剂,

以硫酸或碳酸盐类为促凝剂。在促凝剂的作用下,可以控制时间,较快地凝结成冻胶状物质,充满高冒顶空间。凝胶渗透性强、密封性好,能较好地堵塞漏风;同时,凝胶生成过程中还要吸收大量热量,对煤体有降温作用,可达到较有效的防灭火作用。凝胶工艺简单,便于操作。但凝胶受高温和风化的作用,会出现干裂、变形等问题。目前使用的促凝剂常采用碳酸氢铵等材料,在凝胶施工过程中会有氨气的析出,影响施工工人的身体健康。为了更好的发挥凝胶的防灭火效果以及施工中的安全和保障人中的身体健康,也可采用新型超强吸水树脂灭火,该材料吸水性高达自身重的 500 倍以上,并增强了凝胶的可塑性、热稳定性、吸水性和寿命,提高了凝胶的防灭火效果。

11. 高倍泡沫灭火

高倍泡沫灭火器(我国常用 BGP 系列)的灭火机理是用专用通风机将空气鼓入含有泡沫剂的水溶液而产生大量泡沫,形成一个充满巷道的高倍泡沫栓,在通风压力作用下移向着火带而扑灭矿井火灾,如图 12-8 所示。

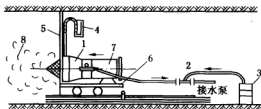


图 12-8 高倍空气泡沫灭火器在井下的应用

1—泡沫喷射器; 2—喷射泵; 3—起泡剂; 4—水柱计; 5—密闭墙; 6—手板车; 7—风机; 8—泡沫

高倍泡沫灭火,可用于较大型矿井火灾的灭火工作。尽管它常常不能完全熄灭火灾,但它具有降温、稀释氧浓度、抑制燃烧的作用,可使灭火人员能接近火源用水灭火或清除可燃物。即使在不得不封闭火区时,使用高倍泡沫抑制火势,也给救灾工作赢得时间。

1) 高倍泡沫灭火特点

高倍泡沫在我国已得到广泛应用,现将矿井灭火实践和实验矿井试验得出的特点总结如下:

(1) 此法一般适用于距采煤工作面或未封闭采空区较远的巷道着火。但因高倍泡沫栓减小了风量,容易引起瓦斯积聚。

(2) 此法不适用于熄灭发生在斜度大于 1:5 的下山或 1:10 的上山。

(3) 在注入高倍泡沫地区应保持足够的风压,通过成泡网的平均速应在 $0.34 \sim 2\text{m/s}$ 之间。

(4) 此法不适用于熄灭煤体深部火灾,也不适于巷道死头。

(5) 喷射泡沫的喷头压力应达到 70kPa 。

(6) 成泡沫溶液中须至少含有 2% 体积比的成泡沫化合物,溶液的流入速率应在供风体积流量的 $0.001 \sim 0.002$ 之间。

(7) 泡沫在着火带至少能保持 5min 。

(8) 进入成泡机的风流不含烟流或含有少量烟流, 因为烟流妨碍泡沫的形成。

2) 高倍泡沫灭火机使用注意事项

高倍泡沫灭火机使用时应注意的问题:

(1) 发泡作业一旦开始就不能间歇作业。在发泡操作中, 为延长泡沫大流量供应时间, 采取间歇作业的方式是比较危险的。停止发泡作业后, 泡沫栓移动停止, 氢气等可燃气体不再被稀释, 比重轻的炽热气体上浮; 当灭火机再投入工作时, 泡沫栓断续移动时, 这些可燃气体为泡沫所包裹形成气袋, 气袋流入着火带就会被点燃。若包裹的气袋体积小, 出现小爆炸; 若体积大, 则会出现破坏性的压力波动。所以, 若必须暂停发泡作业时, 应停止供水, 同时保持通风机运行, 使可燃气体稀释并带走。

(2) 监测分析泡沫流动走向和灭火效果。泡沫应从火源旁侧巷道通过而不应直接流入着火带, 泡沫应有足够含水量以减小火势, 否则火势可能扩大甚至因通风不良发展成为富燃料类火灾。因此灭火人员必须监测分析回风巷及泡沫灭火机附近的大气状况。

判断泡沫栓的前进方向时, 需掌握泡沫流动路线, 观察或计算泡沫到达着火带的时间, 注意泡沫前进中出现的两个信号: ①泡沫灭火发生机隔墙两端的压差随泡沫栓前移增高。当压力增高停止时, 意味着泡沫栓正通过着火带或者从旁侧通道流失。②当泡沫栓前进时, 回风巷可燃气体浓度增加。这是因为泡沫栓推动并不稀释火灾气体。当回风巷可燃气体浓度停止增加时, 意味着泡沫栓从旁侧巷道流失。

判断泡沫栓是否到达着火带, 应注意出现的两个标志: ①泡沫栓进入着火带时, 泡沫受热而消失, 而非泡沫栓延长, 所以灭火机隔墙内外压差稳定。②泡沫栓进入着火带, 在回风巷监测的灭火人员, 可以看到水蒸气量或空气湿度迅速增加。若已证实泡沫栓进入着火带, 但又没有发现水蒸气或空气中湿度增加, 可能意味着泡沫含水量不足, 灭火效果差。若无法调节含水量就必须进行封闭。

从上面判断条件可知, 若隔墙内外压差由增加变为稳定时有两种可能, 即泡沫栓正通过着火带或者正从旁侧巷道流失。此时应根据对回风巷监测、着火带附近有无旁侧巷道以及稳定后是否压差又开始增加等具体情况来区别。

若注入泡沫有效, 在灭火机隔墙内外的压差在暂时稳定后又开始继续增加, 说明泡沫栓在进入着火带后又穿过着火带, 火势已得到有效抑制, 回风巷可燃气体浓度在短暂增加后又开始降低。潮湿的泡沫流入着火带, 就会发生上述一系列变化。当泡沫在火源下风侧充满一定长度后, 可以认为火势已得到控制, 可进行下一步的近距离直接灭火。

3) 高倍泡沫灭火的缺点

高倍泡沫灭火存在的缺点:

(1) 泡沫栓难以充填整个巷道断面。

(2) 火灾破坏巷道支架引起垮塌, 泡沫栓难于通过垮塌严重的区域。

(3) 最主要的危险是泡沫栓阻塞通风, 特别是在打了隔墙的情况下, 容易形成富燃料燃烧, 或引起瓦斯积聚并被泡沫栓推向着火带。当然, 这时供氧量减少, 以及火区空气惰化的影响, 也可能避免爆炸的发生, 需根据环境条件而定。所以, 在火源上风侧瓦斯浓度大的地区必须慎用此法。

在下山着火时注泡沫, 似乎有利于泡沫向下移动。但热风压的上浮作用会使炽热烟流向上流动, 阻止泡沫向下流进着火带, 这一因素也应注意。

(二) 隔绝灭火法

当火灾面积大、火势猛、不能用直接灭火法灭火时，可用密闭墙将火源密闭或将发火区域严密地封闭起来，即封闭所有与火区连通的巷道和裂缝，以防新鲜空气进入火区，然后采用均压技术或灌注泥浆、河沙、粉煤灰等，并利用火区产生的惰性气体（二氧化碳）使火区加速熄灭，这种方法称为隔绝灭火法。使用隔绝灭火法，封闭的区域愈小愈好。

1. 密闭墙的结构和种类

火区的封闭是靠密闭墙来实现的。按照密闭墙存在的时间长短和作用，可分为临时密闭、永久密闭和防爆密闭3种。

1) 临时密闭墙

临时密闭墙的作用是暂时切断风流，控制火势发展，为砌筑永久密闭墙或直接灭火创造条件。对临时密闭墙的主要要求是结构简单，建造速度快，具有一定的密实性，位置尽量靠近火源。传统的临时密闭墙是木板墙上钉不燃的风筒布，或在木板墙上涂黄泥，或采用木立柱夹混凝土块板。

随着科学技术的发展，目前已研制出多种轻质材料结构、能快速建造的密闭墙，例如泡沫塑料密闭墙、伞式密闭墙和充气式密闭墙等。

2) 永久密闭墙

永久密闭墙可较长时间地（至火源熄灭为止）阻断风流，使火区因缺氧而熄灭。其要求是具有较高的气密性、坚固性和不燃性，同时又要求便于砌筑和启开。密闭墙的结构如图12-9所示。材料主要有砖、片（料）石和混凝土，砂浆作为黏结剂。为了增加气密性和耐压性，一般要求在巷道的四周挖0.5~1.0m厚的深槽（使墙与未破坏的岩体接触），并在墙与巷道接触的四周涂一层黏土或砂浆等胶结剂。在矿压大、围岩破坏严重的地区设置密闭墙时，采用两层砖之间充填黄土的结构，以增加密闭墙的气密性。在密闭墙的上中下适当位置应预埋相应的铁管，用于检查火区的温度、采集气样、测量漏风压差、灌浆和排放积水，平时这些管口应用木塞或闸门堵塞，以防止漏风。

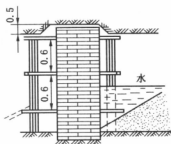


图12-9 砖石密闭墙

3) 防爆密闭墙

在有瓦斯爆炸危险时，需要构筑防爆密闭墙，以防止封闭火区时发生瓦斯爆炸。防爆密闭墙一般是用砂袋堆砌而成，如图12-10所示。其厚度一般为巷宽两倍。密闭墙间距1.0~5m。

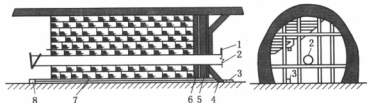


图12-10 砂袋防爆密闭墙

1—采样管；2—通过管；3—放水管；4—加强柱；5—木板；6—立柱；7—砂包；8—过滤器

目前比较先进的方法是采用石膏快速充填构成耐压防爆密闭墙。

在构筑砂石段或石膏密闭墙时,要安设采样管、放水管和通过筒。通过筒由钢板卷制而成,直径为800mm,其作用:一是在封闭火区时保持送风稀释火区内瓦斯;二是在封闭后的燃烧熄灭过程中,可派救护队员由此进入火区侦察火情。

2. 密闭墙的位置选择

封闭火区的原则是“密、小、少、快”四字。密是指密闭墙要严密,尽量少漏风;小是指封闭范围要尽量小;少是指密闭墙的道数要少;快是指封闭墙的施工速度要快。在选择密闭墙的位置时,要考虑以下因素:

(1) 在保证安全、有利于迅速扑灭火灾、确保隔绝火区的条件下,尽量缩小火区范围,减少密闭墙的建造数目。

(2) 密闭墙建筑地点前后5m范围内要求围岩完整稳定,无断层、无破碎带,巷道断面小,且距巷道交叉口的距离不小于10m。

(3) 运送材料方便,以保证密闭的迅速完成。

(三) 综合灭火法

实践证明,单独使用密闭墙封闭火区,熄灭火区所需时间很长,影响生产。如果密闭质量不高,漏风较大,将达不到灭火的目的。通常在火区封闭后,还要采取一些积极措施,这就叫做联合灭火法,也叫综合灭火法。

我国煤矿常用的联合灭火法是向封闭的火区灌注泥浆或惰性气体以及采用均压灭火法等技术。因此,隔绝灭火法和综合灭火法应在火区范围很大,缺乏灭火器材和人员,难以接近火源,用直接灭火法或对人员有危险时采用。

1. 水沙充填

水沙充填是把河沙或破碎的不燃性矸石用注砂系统管道注入采空区,不仅可支撑采空区顶板岩石,且可防止空气进入,防止煤炭自燃和熄灭自燃火灾。当巷道冒顶处自燃时,也可注入水沙进行充填灭火。在建筑完的密闭内用水沙充填可以起到加固密闭,提高封闭效果和防爆的作用。在双层木版墙中间充填进水沙构成密闭墙,构筑密闭速度较快,且密闭质量好,不易漏风。

2. 灌(注)浆灭火

灌(注)浆灭火与水沙充填方法相同,只是所用的材料不同,制浆材料的选择可根据实际用途,采用黄土、大灰、水泥等。

3. 均压灭火

均压灭火的实质是调节封闭火区进、回风两侧密闭墙的风压差,以减少火区的漏风量,促使火区惰化,使火灾尽快熄灭。

1) 均压灭火的具体措施

(1) 调整风路系统。利用并联风路,改变有关风路的风阻,减少通风压力或压力差。

(2) 利用调节风窗和局部通风机增、减火区风压。

(3) 利用调节风管和调压气室。

(4) 利用角联风路进行风压调节。

2) 均压灭火方法

根据不同的漏风方法和漏风形式,均压通风灭火可分为升压法和降压法。

(1) 升压法: 工作面风压小于漏风点的风压, 压差 h 为负值时, 需要升高工作面的风压。

(2) 降压法: 工作面风压大于漏风点的风压, 压差 h 为正值时, 需要降低工作面的风压。

3) 均压灭火应遵守的规定

(1) 应编制设计, 报矿务局总工程师批准。

(2) 应有完整的区域风压和风阻的资料以及完善的检测手段。

(3) 采空区和火区的漏风量、漏风方向、空气温度、密闭墙内外空气压差等状况, 必须有专人定期观测与分析, 并记录在专用的防火记录簿内。

(4) 改变矿井通风方式、主要通风机工况以及井下通风系统时, 对均压地点的均压状况必须及时调整, 保证均压状况的稳定。

(5) 应有防止瓦斯爆炸的安全措施。

三、火区封闭

(一) 火区封闭顺序

进行火区封闭过程中, 火区内的温度、风量、风压和氧气、瓦斯、二氧化碳等含量不断发生变化, 情况复杂且瞬息万变, 危险甚大。在多风路的火区建造密闭时, 应根据火区范围、火势大小, 瓦斯涌出量等情况来决定封闭顺序。根据实际情况, 一般采用的封闭方案有:

(1) 先封进风侧巷道后封回风侧巷道 (先进后回)。

(2) 先封回风侧巷道后封进风侧巷道 (先回后进)。

(3) 进回侧巷道同时封闭 (同时封闭)。

封闭火区的顺序十分重要, 它不仅影响控制火势的速度, 更重要的是关系到施工人员的安全问题, 现分析如下。

1. 先封进风侧巷道后封回风侧巷道 (先进后回)

(1) 可立即切断进入火区的新鲜风流, 迅速减少火区的供氧, 促进火势大大减弱, 降温速度较快。

(2) 工作人员在进风侧新鲜风流中工作。

(3) 减少火区的烟流量, 降低烟流速度, 为在回风侧建密闭创造了条件。

(4) 火区内涌出的少量瓦斯和残存的烟气和水蒸气, 可从回风侧排出。

(5) 火区内压力降低, 当密闭到最后砌口很小时, 压力瞬间急剧降低, 甚至降到火区巷道回风出口处的负压值。此时, 火区内瓦斯涌出量增大, 特别是在通往采空区或高瓦斯积存区的旧巷或裂缝处, 可引起瓦斯涌出量大增, 而引起瓦斯爆炸或二次爆炸事故。

(6) 当火区压力降低时, 则密闭墙内存在有风流逆转的条件, 这时密闭中采空区、裂缝等涌出的瓦斯, 由于火源之间有充分混合与接触的条件, 增加了二次爆炸的危险。这种逆转情况对于非瓦斯矿井也很危险, 因为火灾形成的“火灾气体”也是可以爆炸的, 同时由于风流逆转可使火灾向密闭侧发展。

这种方法大多数国家都采用, 我国各煤矿也有这方面的经验。

“先进后回”的封闭顺序, 最应注意的就是封闭到最后砌口的时刻, 由于火区压力急

剧降低,可引起瓦斯积聚和瓦斯爆炸。因此有“密闭好砌最后一块砖难放”之说。在密闭封口之前火区仍在通风,有风流通过,瓦斯可随风排出,瓦斯浓度还达不到爆炸界限,当密闭口封严后,火区压力急剧降为火区巷道出口处的回风负压,瓦斯浓度可能很快地达到爆炸界限,在氧气还没有降低到12%以下的过程中就有可能引起瓦斯爆炸。这在高瓦斯矿井中,特别是在有瓦斯积聚的情况下,发生瓦斯爆炸的危险性更大。

2. 先封回风侧巷道后封进风侧巷道(先后后进)

(1) 燃烧的生成物二氧化碳等惰性气体可反返回流向火区,使火区中形成的瓦斯不致积聚危险浓度,且有助于火灾熄灭。

(2) 火区压力相对增高,瓦斯涌出量相对减少,火区巷道与采空区和裂缝相通时也不致使积存的瓦斯涌向火区,可减少瓦斯爆炸危险。

(3) 工作人员处在高温的回风流中工作,艰苦、困难、危险。

(4) 在瓦斯涌出量较大的巷道中发生火灾时,在封闭截断风流之前,瓦斯浓度可迅速上升,而氧气含量却下降缓慢,积聚的高浓度瓦斯可能比燃烧产生的惰性产物更早地流向火源而引起爆炸,因此此法一般不宜采用。只有在火势不大、温度不高、无瓦斯存在时,为了截断火源蔓延时才采用此法。

3. 进、回风侧巷道同时封闭(同时封闭)

(1) 封闭时间短,能迅速封闭火区切断供氧条件。

(2) 密闭完全封闭前还可保持风流通过火源,减少火区内瓦斯积聚,不易达到爆炸危险程度。

(3) 兼有前两种方法的优点,为常用方法。

(4) 因为井巷条件复杂,不易做到确切的同时封闭。要做到进回风巷道的密闭墙同时封闭,必须在建造这两个密闭墙时预留门孔,封堵门孔时,必须统一指挥,密切配合,以最快的速度做到同时封堵。

在非瓦斯矿井中或瓦斯涌出量较小达不到爆炸界限时,首先应考虑只封闭进风一侧密闭即可达到控制火势的目的,这与进回风同时封闭的意义相同。

应当指出,同时封闭的方法也不是完全可靠的。实践证明,采用这种方法也发生过爆炸。如果在同时封闭的过程中,边封闭边向密闭中注入二氧化碳等惰性气体,将会阻止爆炸或减弱爆炸威力。

(二) 火区内产生风流逆转与回流现象的原因、危害和预防措施

在封闭火区过程中或火区封闭后,在火区内部都会产生较小的逆转风流或回流,无论是“先进后回”和“先回后进”的封闭顺序都可能产生这种回流现象,这在密闭墙与火源之间有无瓦斯存在时将是最危险的。对于非瓦斯矿井此现象也同样危险,因为发生火灾时可形成可爆炸的火区气体。同时回流可使火区向进风密闭侧发展蔓延,形成“逆风燃烧”现象。

为了避免在建立密闭时发生瓦斯爆炸,绝不允许密闭内出现风流逆转现象,同时也不允许大量的瓦斯进入火区。为此,应尽量使火区入风侧密闭的位置距火源近一些,而且火区内不应有旁侧风流和旧巷裂隙等存在。

由于某种原因,密闭火区的范围较大,则密闭内的气体不可避免地要发生逆转,也要有大量瓦斯涌出和产生火灾气体。因此必须估计到有发生爆炸的可能。这种情况下,应做

好以下工作:

- (1) 做好封闭前的准备工作, 备足封堵物料加速封闭工作, 人员不可过多。
- (2) 同时灌注惰性气体, 惰化火区。
- (3) 密闭墙上留通风孔, 最后迅速封堵完毕, 立即撤人。工作人员重新返回工作和检测时, 最少要在 24h 以后进行。

(三) 封闭火区应遵守的规定及注意事项

1. 封闭火区应遵守的规定

- (1) 在保证安全的情况下, 尽量缩小封闭范围。
- (2) 首先建筑临时密闭墙, 然后建造永久密闭墙。
- (3) 在有爆炸危险时, 应先用砂土袋、石膏设置防爆墙, 在防爆墙的掩护下建立永久密闭墙。

2. 封闭火区需要注意的事项

- (1) 在建筑闭墙过程中, 必须设专人检查瓦斯、一氧化碳、煤尘和风流变化。如瓦斯浓度上升到 2% 或有爆炸危险的瓦斯向火区移动时, 应将人员撤到安全地点。
- (2) 应遵循封闭范围尽可能小, 密闭墙数量尽可能少, 入风侧密闭墙距离火源近和有利于快速施工的原则。
- (3) 密闭墙与火源之间严禁有旁侧风路, 以免火区封闭后风流逆转, 造成火区气体爆炸。

(四) 建筑密闭墙时的注意事项

1. 施工过程中的注意事项

- (1) 密闭墙的位置应选择在围岩稳定、无断层、无破碎带、巷道断面小的地点, 距巷道交叉口不小于 10m。
- (2) 拆掉压缩空气管路、电缆, 使之不通过密闭墙。
- (3) 在密闭墙中装设注惰性气体、采气样、测量温度用的管子, 并应装有阀门的放水管。
- (4) 保证密闭墙的建筑质量, 特别要保证进风密闭墙的质量。砌墙时, 应先留好封闭门孔, 将密闭用水泥或黄泥抹严, 方可堵上封闭门孔。
- (5) 经常检查瓦斯, 在火区瓦斯迅速增加时, 为保证施工人员安全, 可进行远距离、大面积的封闭。当火区稳定后, 再缩小火区。

2. 建造密闭墙对掏槽的规定

砌密闭墙时, 应掏槽。槽的大小 (深度和宽度) 则视顶底板情况和岩石特性 (硬度和裂纹性) 以及墙的用途和构造而定。根据上述因素, 槽深应为:

- (1) 临时密闭墙, 至少 0.3m。
- (2) 永久性密闭墙, 在基岩中至少为 0.5m, 在煤层中至少为 1m, 在砂岩和石灰岩中槽深可减至 0.3m。如顶、底板中裂缝很多, 则槽深应增加到裂缝的深度。

3. 建筑密闭墙时小队长应注意的事项

- (1) 按设计要求检查密闭质量 (特别注意槽深)。检查墙与两帮、顶板相接处, 缝隙内打的槽深以及墙面涂泥等是否合格。
- (2) 墙内仅设一根取样管时, 应使管子在巷道断面的中心; 安设两根管子时, 则使

一根在巷道 1/4 的高度,另一根在巷道 3/4 的高度,管径应为 35~50mm,伸入火区至少应达 2m,露在密闭外至少 100mm,最好带有阀门。

(3) 将排水管安设于墙的下部,并位于水沟所在的一侧,带阀门,弯头向下。

(五) 密闭墙被爆炸破坏后应遵守的规定

密闭的火区中发生爆炸密闭墙被破坏时,严禁派救护队恢复密闭墙和探险,应在较远的安全地点重新建造密闭。

(六) 火区爆炸性判断

无论是高瓦斯矿井,还是低瓦斯矿井,矿井火灾时期都有可能发生瓦斯爆炸。因此,灭火救灾人员必须随时注意的一个问题就是火区有无爆炸危险性。判断火区爆炸性。首先需要判断采取气样的可靠性,然后判断火区的爆炸危险性。

1. 气样的可靠性分析

气样的可靠性分析主要基于其浓度变化趋势、特里克特比率 T_r (Trickett's Ratio) 和各标志气体间的相互关系来进行的。

1) 浓度变化趋势分析

首先,对数值与已确立的浓度变化趋势不相符的气样应舍弃。一般说来,只要不发生环境的剧烈变化,如爆炸、巷道严重垮塌、防火墙被破坏造成的积水或空气的流入流出,或大气压力急剧变化引起大量新鲜空气或 CO_2 、 CH_4 流入等,那么,火区气体组分变化是和缓平滑的。由于气体浓度以及它们之间浓度变化的比值呈指数变化的形式,所以,检测数据或比值最好画在对数或半对数坐标图上。在条件变化不大的情况下,根据作出的曲线可以合理估计已发生的情况并预测将可能出现的现象。

2) 特里克特比率(琼斯-特里克特比率) T_r

特里克特比率是一种剔除无效气样,避免错误判断的有力工具。它主要根据火灾生成气体的浓度之间有一定的相互依存比例来确定。当比例不正常时,意味着气样受到某种干扰而无效。当气样的 T_r 超过 1.6 时,该气样不予考虑。若火灾的主要燃料是煤, T_r 大于 1 的气样就值得怀疑。

T_r 的定义公式为:

$$T_r = \frac{\text{CO}_2(\%) + 0.75\text{CO}(\%) - 0.25\text{H}_2(\%)}{0.265[\text{N}_2(\%) + \text{Ar}(\%)] - \text{O}_2(\%)} \quad (12-1)$$

式中 Ar——以氩为主的情性气体的含量。

例如,在一次矿井火灾实例中,主要通风机排风处取得的气样中 CO_2 浓度为 0.86%、CO 浓度为 1.26%、 H_2 浓度为 1.53%、 CH_4 浓度为 0.94%、 O_2 浓度为 19.81%、 $(\text{N}_2 + \text{Ar})$ 浓度为 75.6%,据此决定是否撤走直接灭火人员,可以通过 T_r 来判断。

$$T_r = \frac{0.86 + 0.75 \times 1.26 - 0.25 \times 1.53}{0.265 \times 75.6 - 19.81} = 6.4$$

因 T_r 值远大于 1.6,所以该气样不可靠,不应作为决策依据。经考查发现,产生气样不可靠的原因是取气样瓶未洗净所致。通过校验气样的可靠性,可以帮助决策者减少错误判断的可能。

3) 煤类火灾的标志性气体

煤类火灾的主要指标是 CO、 H_2 和碳氢化合物(如乙烯 C_2H_4 、丙烯 C_3H_6 、乙炔 C_2H_2

等)。它们是按 $\text{CO} \rightarrow \text{H}_2 \rightarrow \text{C}_2\text{H}_4 \rightarrow \text{C}_3\text{H}_6 \rightarrow \text{C}_2\text{H}_2$ 的顺序生成、释放并随温度的增高而增加。当温度异常时,首先出现 CO, 随温度增高, 出现 H_2 , 然后是 C_2H_4 , 紧接着是 C_3H_6 , 最后出现 C_2H_2 和其他气体。表 12-2 表示出煤温燃烧与生成气体浓度的关系。

表 12-2 煤温与生成气体浓度的关系

| 煤温/℃ | CO/% | H_2 /% | C_2H_4 /% | C_3H_6 /% | C_2H_2 /% |
|------|--------|-----------------|---------------------------|---------------------------|---------------------------|
| 60 | 0.0005 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 120 | 0.0265 | 0.001 | 0 | 0 | 0 |
| 190 | 0.65 | 0.012 | 0.004 | 0.003 | 0 |
| 250 | 1.95 | 0.008 | 0.01 | 0.004 | 0 |

表 12-2 表示了生成的标志气体浓度与温度的关系,它适合于含有中等挥发分的烟煤,其他的煤类也有相同趋势。注意,无论温度多高,氧气浓度多大,CO 浓度远比其他标志气体浓度高。值得一提的是, H_2 浓度在 250℃ 时反而下降,这是因为氧气浓度下降而使 H_2 释放量降低。

2. 火区爆炸性判断方法

混合气体中的氧浓度是火焰燃烧和蔓延的决定因素之一。最小助燃氧浓度(高于该氧浓度的混合气体足以支持燃烧)随火区中可燃气体 CH_4 、CO 和 H_2 的相对浓度而变化。若混合气体的氧浓度低于该状态对应的最小助燃氧浓度,则混合气体无论含多高浓度的可燃气体也不会爆炸,必须渗入空气才可能爆炸。因此,这提供了一个最简单的混合气体爆炸性检验方法,根据混合气体氧浓度和最小助燃氧浓度比较来迅速确定其爆炸性。最小助燃氧浓度可根据混合气体中 CH_4 百分比浓度与可燃气体总百分比浓度的比值(R)确定。

$$\text{最小助燃氧浓度} \quad M_{\text{O}_2} = 5.0 + 7R \quad (12-2)$$

$$R = \frac{\text{CH}_4(\%)}{\text{CH}_4(\%) + \text{H}_2(\%) + \text{CO}(\%)} \quad (12-3)$$

该法没有考虑到的地方是:如果实际氧浓度超过最小助燃氧浓度,则用此法无法判定其爆炸性。

(七) 火区漏风

1. 影响因素

(1) 密闭的质量。密闭的质量要求就是严密不漏风。因此,应从选择材料、建筑技术(包括围岩掏槽深度)等方面来保证密闭质量。

(2) 围岩及地质条件。围岩的坚硬或松软程度,巷道中裂隙位置及其大小,围岩压力大小等情况影响火区漏风。

(3) 密闭、调节风门及局部通风机的位置。进回风侧密闭的压差越大,漏风越严重。

(4) 采空区充填质量。

(5) 密闭的管理与检查。

2. 防止漏风的措施

(1) 合理确定矿井的通风系统。矿井通风方式对矿井漏风的大小影响较大,对角式

和分区式通风效果最好,其次是中央边界式,中央并列式最差。井下的通风网路尽量采用并联方式,既可降低压力,也容易调节风量。

(2) 开采有自燃的煤层(薄煤层除外)时,回采工作面应采用后退式开采,以减少采空区的漏风。如果用前进式开采,应选用N形通风系统。有条件的情况下,可将后退式的U形通风系统改为Y形或W形,相比之下,后两种通风系统中采空区漏风小、风阻小、通风容易,其中以W形为最佳。

(3) 正确选择通风构筑物的位置,提高构筑物的质量。井下的风门、调节风窗、风桥和密闭等设施,应选择在地质条件好、围岩稳定、地压小的地点构筑,特别是采空区的密闭必须坚固、不漏风,并应经常检查和维护。

(4) 均压方法。这种方法是利用风门、风墙、局部风机等构筑物和设备,设法改变通风系统内的压力分布,降低漏风风路两端的风压差,以减少漏风,达到防火目的。正如前面所述,漏风量的大小决定着煤岩自燃的危险程度。采空区单位面积上的漏风量大于 $1.2\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$ 或小于 $0.06\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$ 时,都不会自然发火,最危险的漏风量为 $0.4 \sim 0.8\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$ 。

漏风量 Q 与密闭(或煤柱等)两侧的风压差 h 及密闭(或煤柱)漏风通道的风阻 R 的关系为:

$$h = RQ$$

因此,压差 h 越小,密闭越严密, R 越大,并趋于无限大时,则漏风量 Q 趋近于零。

(5) 正确设置控制风流的设施。如前所述,井下控制风流设施的位置,如风门、调节风窗、密闭等的位置,对于防灭火有重要作用。

四、井下火灾处理

(一) 扑灭井下火灾应考虑的问题

- (1) 抢救人员的方法。
- (2) 保证既定风流(正常或改变后)方向的措施。
- (3) 扑灭火灾的措施。
- (4) 保证必需的材料、工具和设备及时供应的方法。
- (5) 建立井下救护基地以及医疗站的措施办法。
- (6) 检测火区和整个矿井里的大气状态的办法。
- (7) 保证火灾危害区以外的采区正常和安全生产的措施。

(二) 扑灭矿井火灾的行动原则

(1) 采取通风措施限制火风压,通常是采取控制风速、调节风量、减少回风道风阻或设水幕洒水等措施。要注意防止因风速过大造成煤尘飞扬而引起爆炸。

(2) 在处理火灾事故的过程中,要十分注意顶板的变化,以防止因燃烧造成支架损坏,形成顶板垮落伤人,或者是顶板垮落后造成风流方向、风量变化而引起灾区一系列不利于安全抢救的连锁反应。

(3) 在矿井火灾的初起阶段,应根据现场的实际情况,积极组织人力、物力、控制火势,用水、砂子、黄土、干粉、手雷、泡沫等直接灭火。

(4) 在采用挖除火源的灭火措施时,应先将火源附近的巷道加强支护,以免燃烧的

煤和矸石下落,截断指战员的退路。

(5) 扑灭瓦斯燃烧火灾时,可采用岩粉、砂子和泡沫、干粉、惰气灭火,并注意防止采用震动性的灭火手段。灭火时,多台灭火机要沿瓦斯的整个燃烧线一起喷射。

(6) 火灾范围较大、火势发展很快、人员难以接近火源时,应采用高倍数泡沫灭火机和惰气发生装置等大型灭火设置直接灭火。

(7) 在人力物力不足或直接灭火法无效时,为防止火势发展,应采取隔绝灭火和综合灭火措施。

(三) 在井巷中灭火的一般措施

(1) 利用现场条件积极进行直接灭火。为防止火势扩大,在火源的上风侧常用悬挂风幛和安设风门等方法,减少巷道中的风量,减少氧气供给以减弱火势。

(2) 在火源下风侧利用水量充足的水幕防止火灾蔓延。

(3) 如果巷道顶板岩石完整,也可采用拆除木支架阻断燃烧,防止火灾蔓延。

(4) 在倾斜巷道上行风流中发生火灾时,本巷风流不会逆转,但旁侧风流可能逆转;在倾斜巷道下行风流中发生火灾时,本巷风流可能逆转。因此,在扑灭倾斜巷道中的火灾时,要根据火风压与风流逆转的规律,注意防止风流紊乱导致火灾蔓延,增大伤亡和使火灾事故处理复杂化。

(四) 发生在上下山和其他倾斜巷道中的火灾处理

倾斜进风巷道发生火灾时,必须采取措施防止火灾气体侵入工作场所,必要时可采取缩短风流或局部反风、区域性反风等措施。

1. 发生在倾斜巷道上行风流中的火灾处理行动原则

保持正常风流方向,在不引起瓦斯积聚的前提下应减少供风量,不应停止通风机运转,以防发生局部或全矿井的风流逆转或烟气蔓延;应利用中间巷道、工作面巷道、联络巷和行人巷接近火源,不能接近火源时可用发射高倍数泡沫、惰气进行远距离灭火。在倾斜巷道中需要从下方向上方灭火时,应采取措施防止冒落岩石和燃烧物掉落伤人。

2. 发生在倾斜巷道下行风流中的火灾处理行动原则

(1) 根据火灾发生的位置和地点不同,采取的措施不尽相同。必须采取措施,防止风流逆转,增加出入风量,减少回风风阻,决不允许停止通风机运转。同时要注意并联和角联风路的有害或有利影响。入风斜井的中、下部发生火灾时,处理时必须慎重,救护人员不允许从井口沿新鲜风流入井,防止因火风压作用而使风流突然逆转方向。

(2) 为防止由于火风压作用使风流突然逆转方向,不允许从进风斜井接近火源。为防止火灾气体侵入井下巷道和工作区,必须采取反风或停止通风机运行,也可采用局部反风和缩短风流等措施。

(五) 井底车场及硐室中的火灾处理

1. 行动原则

当火灾发生在矿井总进风的井底车场和硐室时,可采用反风或缩短风流的方法,使火灾烟气无法侵入井下工作地点;硐室位于一翼或采用总进风时,可采用短路风流或局部反风。发生火灾时应关闭硐室防火门,无防火门时要用挂风幛或打临时板闭的方法控制进风进行直接灭火。当火灾危及火药库、变电所、水泵房时,应以主要人力、物力和技术措施保证这些关键地点的安全。

2. 扑灭井底车场火灾时采取的措施

(1) 采取主风机反风或风流短路使火灾烟雾直接排入总回风巷的措施, 抢救井下人员。

(2) 用打临时密闭和挂风幛等办法, 减少流向井底车场火源处的空气量。

(3) 利用通往火源的一切道路, 集中最大数量的人力、物力, 应用井底车场水源充足的条件, 直接扑灭火灾。

(4) 井底车场的火灾扑灭后, 要加强对碚顶和巷道两帮 (常有木垛或留有浮煤等) 进行检查, 发现温度异常, 立即采取打钻或打开混凝土碚, 掘探火道等措施, 扑灭碚顶和两帮的高温或阴燃火源。

3. 扑灭井下硐室火灾时采取的措施

(1) 着火硐室位于矿井总进风道时, 应反风或风流短路。

(2) 着火硐室位于矿井一翼或采区总进风流所经两巷道的连接处时, 则在可能的情况下, 采取短路通风, 条件具备时也可采用局部反风。

(3) 火药库着火时, 应首先将雷管运出, 然后将其他爆炸材料运出, 如因高温运不出时, 则应关闭防火门, 退往安全地点。

(4) 绞车房着火时, 应将火源下方的矿车固定, 防止烧断钢丝绳造成跑车伤人。

(5) 蓄电池机车库着火时, 为防止氢气爆炸, 应切断电源, 停止充电, 加强通风, 并及时把蓄电池运出硐室。

(六) 掘进巷道中的火灾处理

掘进巷道火灾受通风条件限制, 进出只有一条路线, 处理难度较大。特别是由于发生火灾后巷道中局部通风机已停止运转, 风筒被火烧断, 瓦斯爆炸与燃烧破坏了巷道通风, 瓦斯有可能达到爆炸上限, 巷中充满浓烟烈火, 火区温度增高, 木支架燃烧失去支撑力, 炽热顶板冒落, 不管采用哪种战术和先进设备灭火, 都有不同程度的危险性和复杂性。因此探讨扑灭掘进工作面火灾的方法, 确保灭火人员自身安全是目前亟待解决的问题。

掘进巷道的火灾处理与瓦斯爆炸事故的发生, 有时互为因果, 着火可引起瓦斯爆炸, 瓦斯爆炸亦可引起着火。因此, 更具有复杂性。

1. 掘进工作面发生瓦斯爆炸和火灾的主要原因

(1) 掘进巷道通风不良, 风量不足与串联风使瓦斯积聚。

(2) 停风和风筒破断使掘进工作面瓦斯积聚。

(3) 浮尘超限。

由于以上诸条件的存在, 又有充足的氧含量和机械化生产带来的多种火种, 如爆破、机械摩擦、润滑油缺少升温、油质挥发、易熔丝的更改、电源接触不良、机械失爆、电缆老化、散热不佳、输送带摩擦升温失爆等以及内因火源, 都会引起掘进巷道的火灾与爆炸。

2. 处理掘进巷道火灾的行动原则

根据掘进巷道发生火灾的地点不同, 处理方法各异, 其行动原则如下:

(1) 原则上, 要在维持局部通风机正常通风的情况下进行积极灭火。但到达火灾现场后, 一定要注意保持原来的通风状态, 即风机停运的不要随便开启, 运转中的风机不要

盲目停止, 侦察后再确定措施。

(2) 有爆炸危险的已着火巷道, 在不需要救人时, 不要冒险进入。在处理过程中, 如果巷道中的瓦斯浓度达到2%以上并继续增加有爆炸危险时, 矿山救护队必须立即将全部人员撤到安全地点, 然后采取措施, 排除爆炸危险。

(3) 在瓦斯不超过2%时, 要在通风的情况下直接进行灭火。

(七) 采煤工作面火灾的处理

处理采煤工作面火灾的行动原则是必须先要妥善撤出人员, 再采取措施进行灭火。

1. 风流控制

(1) 一般要在正常通风情况下进行灭火, 当火源上风侧有瓦斯涌出源时, 为避免瓦斯积聚引起瓦斯爆炸, 应尽量保持正常通风状态。

(2) 工作面发生瓦斯燃烧时要增大工作面的风量, 但应注意, 由于风量增大, 负压降低, 要注意防止采空区瓦斯涌出。

(3) 处理瓦斯燃烧过程中, 不要随意开闭回风侧的风门, 以防止压力波动引起爆炸。

(4) 为控制或减弱火势发展接近火源灭火, 而必须采用短路风流或封闭火区等方法时, 应尽量把瓦斯引向旁侧风路或隔绝在火区通道之外。

2. 灭火措施

(1) 撤出人员后, 首先从进风侧用直接灭火方法。可利用灭火器和防尘、注浆、充填用的水管进行灭火, 无法接近火源时可用高倍泡沫或惰气灭火。

(2) 从进风侧直接灭火难以奏效时, 可采用局部反风, 在进风侧先设水幕再反风。

(3) 急倾斜煤层工作面发生火灾时, 不准在火源上方灭火, 防止水蒸气伤人; 也不准在火源下方灭火, 防止火区塌落伤人。有条件时应从中巷或采空区方向接近火源。

(4) 封闭火区, 采用隔绝和综合方法灭火时, 应分析封闭过程中风量的减少与瓦斯量增大之间的时间差, 保证安全工作。

(5) 着火范围较大不具备直接灭火的条件时, 可先将火区封闭, 待火势减弱, 再采用综合手段进行处理。

(八) 其他地点火灾的处理

1. 井口建筑物火灾

在扑灭井口房和井口建筑物的火灾时, 通常采取的灭火措施:

(1) 关闭进风井口防火铁门, 盖住井口, 安设临时密闭, 主风机反风或风流短路, 或停止主风机运转等, 以防燃烧烟雾侵入井下。

(2) 引导井下人员出井。

(3) 在扑灭井口地面火灾需要配用氧气呼吸器时, 救护队应协助消防队灭火。

在进风井口建筑物发生火灾时, 应采取以下措施防止火灾气体及火焰侵入井下:

(1) 应立即反转风流或关闭井口防火门, 必要时停止通风机运转。

(2) 按“矿井灾害预防和处理计划”规定引导人员出井。

(3) 迅速扑灭火源。扑灭井口建筑物火灾时, 应及时召请消防队参加。

2. 井筒中的火灾

在井筒中发生火灾时, 应采取以下措施灭火:

(1) 进风井筒发火时,应立即撤出上风侧人员,使主风机反风。出风井筒发火时,在风流方向不改变的原则下,为了防止火势增大,应打开风机风道闸门,减少风量,然后用直接灭火方法灭火。

(2) 进风井筒发生火灾,采用风流短路方法处理时,必须将受影响区域的人员全部撤出。

3. 采空区火灾

采火区发生火灾时,应采用隔绝灭火或综合灭火法进行灭火。如向封闭的火区注惰气、泥浆或水砂充填,也可采用均压灭火法。当条件允许时,还可绕道接近火源直接灭火。

(九) 其他类型火灾处理的注意事项

(1) 瓦斯燃烧引起火灾时,灭火过程中不得使用震动性灭火手段;为防止事故扩大,可采用干粉、惰性气体灭火,如果有浮煤参与燃烧时,可用泡沫灭火。

(2) 瓦斯突出引起火灾时,要采用综合灭火法或惰气灭火;如突出引起回风井口瓦斯燃烧,应采取总进风巷隔氧措施将火扑灭。

(3) 扑灭电气火灾时,必须首先切断电源。电源无法切断时,只能使用绝缘灭火器材,如二氧化碳、干粉灭火器或砂子灭火。切断电源后可按一般火灾处理。

五、火灾气体的爆炸

(一) 矿井发生火灾时可能出现的爆炸危险性

矿井火灾与爆炸既有区别又有紧密的联系,其主要区别在于传播速度的快慢以及传播是否受环境因素的影响。由于燃烧过程的蔓延具有自我加速的特点,在井下封闭的环境下,具备适当的条件就可能发展成为爆炸,在高温下这种转换更容易发生,井下瓦斯爆炸传播过程中,可能点燃可燃物特别是可燃气体,从而导致火灾发生。由此可见,矿井火灾与爆炸是可以相互转化的。

井下火灾的燃烧包含扩散、分解、表面、预混燃烧4种类型。与燃烧转换为爆炸直接有关的是表面和预混燃烧。在扩散燃烧中,由于空气未与可燃气体混合,燃烧仅在空气与燃料接触界面进行,不会发展为爆炸。如家用煤气灶燃烧、井下瓦斯喷出燃烧、含可燃浓度的挥发性气体的烟流与空气在接触界面燃烧等都属于此类。井下火源燃烧带燃烧属于分解燃烧,由于未能积聚大量爆炸性气体,所以也不会直接发生爆炸。表面燃烧可能引起爆炸,如重开火区时,高浓度可燃气体与新鲜空气混合并被阴燃或闷燃可燃物点燃即属于此类情况。在井下半封闭巷道中发生预混燃烧的情况下,预混气体中发生的燃烧由于其蔓延自我加速的特点,在一定条件下易发展为爆炸。其爆炸威力取决于达到可燃浓度的预混气体量。

在矿井条件下,根据燃烧和爆炸三要素,火灾转变为爆炸的条件为:

- (1) 存在体积较大、温度较高的可燃性混合气体。
- (2) 可燃气体达到爆炸界限。
- (3) 可燃性混合气体中氧气浓度超过14%以上。
- (4) 可燃性混合气体流动过程遇到火源或本身温度高于燃点。

在富氧燃烧类火灾中,生成的挥发性气体基本消耗于火源燃烧,火源下风侧烟气中一

般不含挥发性气体；又因其火势小，上风侧不易发生烟流滚退，一般不会转化为爆炸。唯一例外是因瓦斯涌出量很大，造成局部含高浓度瓦斯的高温烟流因热风压影响逆转，再次进入火源而发生爆炸。

在富燃料燃烧条件下，会出现以下情况：

(1) 在除原生火源外的其他位置出现扩散燃烧。

发生在火源下风侧，当含有达到燃烧浓度挥发性气体的高温烟流与漏风风流或相接巷道新鲜风流交汇，在空气与燃气接触界面上发生燃烧。

发生在火源上风侧，当达到燃点和可燃气体浓度的滚退烟流与进风风流交汇，在空气与可燃气体接触界面上的燃烧。

在火源上下风侧漏风和新鲜风流入处，炽热的滚退烟流会引燃巷顶煤炭或木支架。扩散燃烧产生新的火源，可能点燃一定体积的具有爆炸性的预混气体，引起爆炸。

(2) 在一定条件，出现小规模爆燃（即软性爆炸）。上述燃烧产生的热风流和小规模爆燃的压力波会造成风流流动紊乱，促使挥发性气体与新鲜风流混合，若混合气体的温度浓度适当，就进一步为发生爆炸创造了有利条件，此时，若周围无大范围爆炸性预混气体存在，一般爆炸规模较小。

(3) 火源下风侧挥发性气体与新鲜风流交汇后，若其温度低于燃点，则不会发生界面燃烧或爆炸。气体逐渐混合向前流动并形成体积逐渐增大的预混气体，当遇到再生火源时，若预混气体浓度达到燃烧界限，则发生燃烧，并迅速在预混气体中加速蔓延，形成爆炸。由于这时预混气体体积较大，所以爆炸规模大。

(4) 在火源上风侧烟流滚退情况下，因风流紊乱，容易与进风风流混合形成预混气体。若其浓度达到燃烧界限，当再次进入火源时可能被点燃而出现爆炸。

矿井火灾中不易产生爆炸的情况是：①富氧类火灾；②火源下风侧无再生火源；③火源下风侧特别是距火源较近的下风侧，无新鲜风流或较大漏风从相接巷道流入；④火区尚未出现风流逆转，瓦斯涌出量小。

预混气体的燃烧容易发展成爆炸。预混气体由燃烧转变为爆炸的过程很迅速，所以在讨论矿井半封闭条件下预混气体的燃烧和爆炸时，常常视爆炸为燃烧的必然结果。事实上，预混气体的燃烧界限和爆炸界限并无显著区别。

(二) 防止出现富燃料火灾

在矿井火灾已发展成富燃料类火灾时，控制富燃料类火灾是危险和困难的。最好的手段是防止出现富燃料火灾或避免富氧类火灾转变为富燃料类火灾。

(1) 应该减少火焰沿巷道蔓延的速度，即在火灾刚发生时，及时采取措施灭火，避免火势扩大或者在火源下风侧进行洒水，减少下风侧可燃挥发性气体的产生，降低火势蔓延速度。

(2) 除非有十分可靠而安全的减风、停风理由；否则应维持火区的通风，即不减少风速。

(3) 如果矿井火灾已成为富燃料类火灾或已由富氧类火灾转变为富燃料类火灾，这时，为避免发生危险，与其浪费时间进行危险而收效不大的灭火，不如尽力防止其发展。防止措施如下：

①在着火巷道的相接巷道内喷水、喷高倍泡沫，防止火势向其中蔓延。

②加固着火巷与相接巷道间的风门、隔墙，减少漏风。

③若时间容许，将混凝土或其他不燃性密封剂喷射在隔墙的周边和隔墙外几米距离的巷顶和巷帮上半部，减少火势蔓延和漏风的可能。

④在火源上风侧构筑带有自动关闭门的临时密闭；但在有人员在内的情况下，不得关闭自关门。

⑤若能迅速准备充足的惰气，可以向着火巷注入惰气。注入气态气体的灭火效果差，其冷却效果不好；故最好注入液氮或液态 CO_2 ，其目的是冷却火区，减小火势，并减少火源邻近区域挥发性气体的产生量。

⑥人员撤出井下后，使自关门动作，在可能的情况下，继续进行喷水、喷射高效泡沫和注入 CO_2 等工作。

⑦救护人员进行较大范围的火区封闭作业。若进行全矿封闭，需关闭主要通风机，封闭通往地面的所有出口。

上面对富燃料类火灾处理是在保证人员安全的前提下进行的，在着火区域尽可能采取一些抑制火势的措施，然后封闭火区或矿井。对于富燃料火灾往往不能采用直接灭火方式，只能在完成上述步骤后进行遥控灭火，如从地面注入惰气等。

六、火灾事故处理案例

[案例一] 如图 12-11 所示，某矿井通风系统为：

进风线路 $\rightarrow 2 \rightarrow 5 \rightarrow 7 \rightarrow 8 \rightarrow 10 \rightarrow 11 \rightarrow A \rightarrow 12 \rightarrow 13 \rightarrow 14 \rightarrow$ 回风巷
 $\quad \quad \quad \downarrow \rightarrow 6 \rightarrow 9 \rightarrow 9' \rightarrow 9'' \rightarrow K_1 \rightarrow$

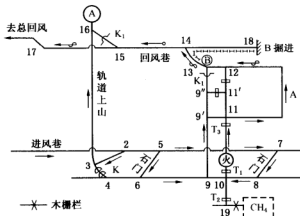


图 12-11 某矿掘进巷处理火灾案例示意图

在采区上山 P 处因电缆着火引燃木支架。当时回采工作面 A 有 30 人作业，掘进工作面有 10 人，瓦斯涌出量不大。

通风措施：控制风流、减弱火势。首先建造密闭墙 T_1 ，减少火区供风，再建造密闭

墙 T_2 控制下部瓦斯积聚区的瓦斯涌出,并派出专人进行检查。然后再建密闭墙 T_3 ,将火源隔绝。

救人:回采人员由救护队引导,从 $11 \rightarrow 9' \rightarrow 9$ 撤出。再由救护队携带自救器进入掘进巷,引导人员从 $14 \rightarrow 13 \rightarrow 9' \rightarrow 9$ 撤出。

灭火方法:从 T_1 向火区注入惰气和高泡控制明火,之后用水直接灭火,彻底消除火源。

点评:

这是一起成功地运用通风技术和综合灭火技术处理矿井火灾事故的案例。首先,矿井为低瓦斯矿井,在直接灭火无效,确保火区瓦斯不超限的情况下,在火区的上风侧构筑临时密闭,控制火源点的供风量,减弱火势。同时,为防止瓦斯区域的瓦斯流经火源引发瓦斯爆炸,在瓦斯泄出点构筑了密闭。在火区下风侧有害气体浓度下降,温度降低,救援人员作业环境得到改善的情况下,对火区实施了局部封闭。

[案例二] 1998年10月26日某矿1200大巷410盘区口发生火灾。因火势大,无法控制,被迫实施了全矿井封闭。经过5个多月的综合灭火,终于根除了火患,使矿井恢复了生产。

1. 矿井概况

矿井设计生产能力90万t/a,开采2号、3号、11号煤层,矿井瓦斯相对涌出量为 $3.12\text{m}^3/\text{t}$,煤尘爆炸指数为31%。煤层自然发火期为5~6个月。矿井采用压入式通风,三风井进风,四风井、六风井回风,发火地点位于410绕道与1200-1巷之间的角联网络上。事故示意图如图12-12所示。

2. 事故处理经过

1998年10月26日21时,410绕道的火药库人口顶部着火,现场人员立即用干粉灭火器灭火并向矿调度汇报。矿立即撤出生产区域工作人员、停止了三风井主要通风机的运转,打开防爆门采取自然通风,并组织用水直接灭火。由于着火地点为混合式支护,顶部为水泥板密背,水流难以直接射向火源,火势未能得到有效控制。27日11时,高温烟流倒退至1200大巷,人员无法接近火源,使直接灭火更加困难。指挥部经研究决定在1200大巷装车绕道前A点和火药库出口B点处各构筑一道砂袋防爆密闭。其目的是形成1200-1巷 \rightarrow 410上部车场 \rightarrow 410绕道 \rightarrow 1200大巷 \rightarrow 四风井的通风系统,为局部封闭火区创造条件。但在启动三风井主要通风机30min后,火区内发生了3次爆炸,摧垮了火药库出口防爆密闭。24h后,救护队深入到火区后部侦察,发现410带式输送机暗斜井与2号层410巷联络巷处C点已出现明火,随时有可能扩大到410带式输送机暗斜井,已无法实施局部封闭。不得已之下,于30日分别在1200大巷D点、1200-1巷E点、四风井口、六风井口构筑密闭对全矿井进行了封闭。三风井主要通风机停止运转,平硐与三风井采用自然通风。

11月12日,由地面向1号点和2号点各打一灌浆钻孔,在地面建立封闭式灌浆站开始实施灌浆。20天共灌浆 34000m^3 ,1200密闭观测孔取样结果为:CO浓度为0.8%, CO_2 浓度为3.6%, CH_4 浓度为0.39%, O_2 浓度为9.5%, H_2 浓度为0.13%, C_2H_6 浓度为0.04%,说明火区尚未熄灭。

鉴于钻孔已无法继续灌浆,指挥部决定由地面灌浆灭火转入井下强行缩小火区封闭范

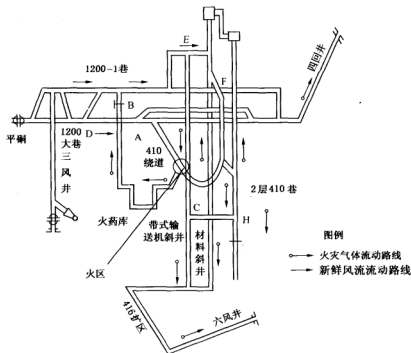


图 12-12 某矿 1200 大巷火灾事故示意图

围, 解放 416 扩区。12 月 7 日, 救护队破开 1200-1 防火密闭, 采取分段解放窒息区、用石膏喷注机远距离构筑高温区密闭等措施, 在火药库出口 B 点、410 材料斜井上部车场 F 点、2 号层 410 中部 H 点、1200 大巷四风井处构筑了密闭, 将火区缩小 1.2 m^3 的范围内, 解放了 416 扩区。

在进行缩小火区范围的工作中, 发现 410 带式输送机暗斜井与火区连通处有明火, 且火区内有大量高温浓烟, 说明火区处于燃烧状态。为此, 指挥部决定利用地面 2 号钻孔和井下打钻孔向火区内灌水直接灭火。到 2 月 20 日, 灌水总量达 1.9 万 m^3 , 但由于火区蓄水条件差, 无法将火区灌满, 只得放弃。

2 月 20 日, 指挥部决定强行启封火区, 接近火源直接灭火, 救护队破开 1200 大巷密闭, 采用局部通风机通风, 清理泥浆接近火源。在火源附近采取了逐段临时封闭火区, 用石膏充填大巷顶顶的措施逐步包围火源。对火势较大的图表室、410 绕道与火药库入口结合部支架顶部全部采用打钻孔注石膏充填的方法灭火。到 4 月 1 日火区内的残火被消除, 4 月 12 日火区内泥浆清理完毕, 矿井通风系统恢复了正常。

3. 爆炸原因分析

(1) 在 1200 大巷装车绕道 A 点和火药库出口 B 点构筑沙袋密闭后, 火区供氧量减少, 火灾产生的可燃挥发性气体仅有少量被消耗掉, 促使火灾由富氧燃烧转变为富燃料燃烧。

(2) 由于火灾气体流经路线410带式输送机暗斜井和2号层410-1巷均为下行通风,高温烟流流动过程中产生的火风压在火区隔绝供风后抑制了烟流排放,使可燃气体积存于火药库等区域内。

(3) 当矿井主要通风机启动后,新鲜风流经火药库出口处沙袋密闭进入火药库内,与火药库内存积的火灾气体充分混合,形成预混气体。在矿井主要通风机作用下预混气体向火源点推进,经过火源点时发生爆炸,爆炸点形成负压区,引起风流紊乱,可燃气体与新鲜风流再度混合,发生连续爆炸。

4. 造成全矿井封闭原因分析

(1) 由于火源点附近巷道均为半煤岩巷,顶煤厚达2.0m,且该处为巷道交岔点,煤体受压大,裂隙发育。一旦发生火灾便迅速蔓延。

(2) 着火附近巷道均采用料石护腿,工字钢顶梁,顶梁上用水泥板密背,坑木刹顶。一方面坑木燃烧加速了火势蔓延,另一方面造成直接灭火水流无法直接射在燃烧的煤体上,导致直接灭火失败。

(3) 火源的回风路线带式输送机斜井、2号层410巷均为下行通风,高温烟流流经该路线时产生火风压造成风流紊乱,烟流沿410带式输送机暗斜井和2号层410-1巷逆退至材料斜井上部车场,造成了救护队无法深入火区回风侧实施缩小火区。

(4) 火灾发展过程中,产生了再生火源。救护队在410带式输送机暗斜井与2号层410-1巷联络巷口发现了明火,火灾已危及410带式输送机暗斜井的安全。

(5) 直接灭火时间太长,没有在发火初期采取局部封闭火区的措施,也是造成全矿井封闭的一个原因。

5. 灌浆效果分析

地面灌浆虽然对降低火区温度、抑制火势起到了一定作用,但远没有达到预期的灭火目的,其原因:

(1) 灌浆区域巷道关系复杂,泥浆流入了1200-1巷,减少了有效灌浆量。

(2) 灌浆设计考虑不周,在钻孔下套管时,穿过碛顶下到了巷内,造成泥浆不能灌到碛墙与裸巷之间,无法起到直接灭火的作用。

(3) 没有严格控制泥浆的水土比,造成泥浆在大巷自由流动,没有实现理想的堆积,还造成了堵孔。

6. 点评

(1) 要正确把握直接灭火的适用条件,着火时间超过2h,若直接灭火仍无显著效果,应立即着手实施封闭火区的工作。

(2) 当直接灭火无效、发生火灾气体爆炸、火灾引起风流紊乱、局部封闭方案不能实现时,要采取远距离封闭的措施。

(3) 在处理矿井火灾事故过程中,采取通风控制技术应慎之又慎,以免发生爆炸等其他二次事故。

(4) 救护队要依靠先进技术装备,减少灾区作业时间,改善作业环境,减轻劳动强度,确保救灾过程安全。

(5) 在处理火灾过程中,应严格正压通风和下行风管理,以免火风压引起风流紊乱扩大事故。

第七节 矿井水灾事故的处理

处理矿井水灾事故时, 矿山救护队的任务是抢救受淹和被困人员, 防止并巷进一步被淹, 协助清除并巷中的淤泥、黏土、流沙, 恢复并巷通风。

一、处理矿井水灾时对救护队的要求

1. 对首先到达小队的要求

首先到达现场的救护小队应立即了解灾区情况, 包括水源、突水点、事故前人员分布、井下人员生存条件及进入该地点的通道。依据并巷布置及出水标高, 计算被堵人员地点的高程、空间容积、氧含量、瓦斯含量, 推算救出人员所需最长时间, 供指挥部定制救灾方案。

2. 对救护队侦察的要求

矿山救护队应通过组织侦察, 判定遇险人员的位置、用水地点、水的流量、水的流动路线、巷道和水泵受水淹的程度、巷道的冲坏和堵塞情况, 有害气体 (CH_4 、 CO_2 、 H_2S) 的含量及通风情况。根据水的特性, 判断透水源; 根据水位与用水量的情况, 寻找通道迅速引出灾区遇险人员。进入灾区进行侦察、抢救人员时, 要时刻注意观察巷道围岩、支架情况, 防止冒顶和掉底。小队逆水流方向前往上部没有出口的巷道时, 应与在基地监视水情的待机队保持联系。当巷道有很快被淹的危险时, 严禁冒险继续前进, 应立即返回到安全地点, 并向基地报告。

3. 组织排水过程中的要求

当发生透水事故后, 无法立即接近被困人员时, 矿山救护队在矿上组织人员强力排水期间。要设专人观测水位的下降情况和有害气体的含量。要利用一切条件, 向被困地点输送氧气。当井下水位降到人员可以通过时, 救护队要采取措施, 防止二次透水, 组织人员, 携带必要的装备, 对灾区进行侦察, 检查巷道内的有害气体情况。如果条件许可, 应尽快接近遇险人员, 将其搬到安全地点。及时向指挥部汇报水的流量、有害气体含量、巷道堵塞情况及泵房被水淹的程度。在有淤泥的上、下山巷道工作时, 严密注意淤泥的崩溃。

组织排水时, 应特别注意通风工作, 防止有害气体积聚和涌出, 特别是水位下降时, 积存在被淹并巷内的大量有害气体涌出。要经常检查瓦斯, 当瓦斯浓度达 1% 时, 应停止向井下供电排水。特别要检查 CO_2 和 H_2S 气体浓度, 防止发生窒息事故。

4. 抢救遇险人员的要求

采掘工作面透水时, 救护队一个小队应逆水进入下部水平救人, 一个小队进入上部水平救人。

抢救被水困住的遇险人员时, 在加大排水能力或泄水措施都不能在短期生效时, 可利用打钻孔、开小巷的方法, 供给遇险人员新鲜空气、饮料、食物及救人。如所在地点低于透水后的水位时, 禁止打钻孔、泄压, 防止井下水串通而扩大灾情。

寻找遇险人员时, 应仔细观察, 注意巷道内的敲击声、呼喊声, 以便及时发现和确定遇险人员方位。

5. 防止事故扩大的要求

处理上山巷道出水时,应防止处理事故时发生二次透水或积水淤泥的冲击。突水点的下方,即救护人员进入处以下,应有待存水及沉积物的有效空间。保证人员在抢救中的通讯联系和安全退路。处理事故时作业地点应有安全设施(如躲避处等)。

当矿井透水量超过排水能力,水位逐渐上升,全矿或水平有被淹危险时,在下部水平人员撤出后,可以向下部水平或采空区放水。如果下水平的人员尚未撤出,而上部水平的排水设备又有被淹的危险时,可用装有黏土、砂石的麻袋构成临时防水墙,堵住泵房口和通往下部水平的巷道。透水威胁水泵安全,在人员撤往安全地点后,救护队的主要任务是保护泵房不致被淹。

救护队员需通过积水巷道时,应十分慎重,应选择熟悉水性、了解巷道情况的队员通过,并作好标志,以便安全返回。

禁止由下往上进入突水地点或被水、泥沙堵塞的小眼和上山,防止二次突水和淤泥冲击。从平巷通过这些小眼或上山口时,要加强支护,或封闭上山小眼,防止泥沙下滑,并设专人监视。在清理巷道淤泥、碎煤时,要打防护墙,防止积水或泥沙突然冲下。

二、遇险人员生存条件的分析

矿井发生水灾后,往往会有人员来不及撤退被困在井下。矿山救护队赶到事故现场后,要争分夺秒,积极抢救被困在井下的遇险人员。当外部水位高于遇险人员所在地时,并不一定遇险人员就失去了生存条件。因此,为了避免或减少遇险人员的伤亡,救护指挥员在抢救人员时,要根据图纸资料和调查研究,判断遇险人员所在地的位置、高程、人员的生存条件,以便制定正确的作战方案。

(一) 遇险地点有无空气存在的判断

空气是人能否生存的首要条件。只要有空间,就有空气,遇险人员就有生存的可能。由于矿井透水事故是突然发生的,对于透水时的基本情况和数据,救灾人员不可能完全掌握。因此,发生透水事故后,要认真判断遇险地点是否有空气存在。

当遇险地点比外部最高水位的标高高时,如无特殊情况,完全可以肯定遇险地点有空气存在,这是遇险人员具备生存的首要条件。

当遇险地点比外部最高水位的标高低时,大致有以下两类情况:

(1) 由于井下发生透水事故时,一般来势凶猛,水向下奔流时,将透水点下部巷道中的空气挤出(根据煤矿井下透水的实际情况,透水后涌水不可能充满整个巷道向下奔流,只要不充满整个巷道空间,就会有间隙,空气就会被挤出),直至下部巷道全部被水淹没。这就是说,井下发生透水事故时,水能直接涌入位于透水点下部的巷道,该巷道被水淹没,不会有空气存在。

(2) 矿井发生透水事故后,水首先将下部的水平或倾斜巷道淹没,使这些巷道没有排泄空气的间隙。而与这些巷道相通的上部独头巷道如不漏气,即使低于外部水位时,也不会全部被水淹没,仍有被压缩的空气存在,在这些巷道中躲避的遇险人员就具备生存的条件。

被水压缩的独头巷道内气体压力(P)与体积(V)的关系,可用波义耳—马略特定律计算。即

$$PV = \text{恒量}$$

(12-4)

矿井发生透水事故后,首先淹没下部水平或倾斜巷道,使人员被困地点所在高处巷道中的空气不能排出。这时,该巷道中的气体压力为 P_1 , 体积为 V_1 。随着矿井水位的升高,遇险人员所在巷道中空气的压力和体积也随之发生变化;当矿井水位稳定后,该巷道中的气体压力为 P_2 , 体积为 V_2 。根据式 (12-4) 可得:

$$P_1 V_1 = P_2 V_2$$

$$V_2 = \frac{P_1 V_1}{P_2} \quad (12-5)$$

式中 P_2 ——可按下式估算:

$$P_2 = P_1 + h/10 \quad (12-6)$$

式中 h ——水淹面超过遇险人员躲避处的高度, m;

10——与一个大气压相当的水压头, m。

由于 V_1 、 P_2 都为估算值,因此计算出的 V_2 与水排干后实测数值有一定误差。但作为抢救时判断被困人员的生存条件,仍然具有重要的实用价值。

(二) 遇险人员所在地空气质量分析

矿井发生水灾后,常常有人被困在井下,在遇险地点等待救助。在组织抢救时,每个职工都应贯彻执行“积极抢救”的救护原则,争时间、抢速度,使遇险人员早日脱险。此时,必须使抢救人员对水灾后井下被困人员的生存条件有所了解,从而使抢救工作建立在科学的基础上。

矿井发生透水事故后,只要遇险地点有空气存在,遇险人员就有生存的条件。但是,由于遇险人员的呼吸、有机物及无机物的缓慢氧化、各种有毒气体涌入遇险地点等,会使空气中各种气体的浓度发生变化,即维持生命的 O_2 减少、 CO 、 H_2S 、 SO_2 、 NO 等增多。空气质量逐渐变化达到一定程度时,遇险人员也就不能生存。

1. 氧气浓度的减少

当空气中氧气浓度降至 10%~12% 时,人的呼吸就会感到极度困难,但还可以生存。如果氧气浓度继续下降,人就会进入昏迷状态而死亡。因此,一般把氧气浓度 10% 作为遇险人员生存的极限值,即当空气中氧气浓度低于 10% 时,遇险人员就会丧失生存条件。

根据《煤矿安全规程》的规定,井下空气中的氧含量不能低于 20%。井下被堵空间空气中的氧浓度由 20% 下降到 10%,受以下几个因素的影响:

(1) 有机物及无机物(坑木、煤、岩石等)的氧化。由于这种氧化作用缓慢,而遇险者在井下被堵空间生活的时间不会太长(最多几十天),因此,这个耗氧因素一般不予考虑。

(2) 煤和岩石中释放出瓦斯、二氧化碳等,使空气中的氧气浓度相对减少。但是,由于煤层瓦斯压力大,因此,巷道中气压的变化对煤和岩层中瓦斯涌出量的影响不大。所以,水灾后外部最高水位高于或低于遇险人员所在的位置,都应根据平时瓦斯、二氧化碳等气体的实际涌出量来计算空气中氧气浓度减少的数值。

(3) 遇险人员的呼吸能消耗氧。一般这是遇险地点空气中氧气浓度减少的主要原因。遇险人员被堵后,开始虽然有些激烈的行动,但发现没有通路脱离险区时,有自救常识的人一般都会平卧不动,等待救助。比如体重为 63kg 的男子,平卧不动的情况下,每人每分钟耗氧按 0.237L 考虑,可计算出灾区氧气浓度下降到 10% 时所需要的时

间,即每人每立方米新鲜空气可供呼吸时间约为 $(20\% - 10\%) \times 1000 \div 0.237 = 421.94\text{min} \approx 7\text{h}$ 。

2. 二氧化碳浓度的增加

空气中的 CO_2 浓度增加到 10% 时,遇险人员的呼吸就会极为困难并发生昏迷状态,但不会死亡。当 CO_2 浓度继续增加时,人就会失去知觉并导致死亡。因此,一般把 CO_2 浓度 10% 作为人生存的极限值。

根据《煤矿安全规程》的规定,井下空气中的 CO_2 含量不得超过 0.5%。井下被堵空间空气中的 CO_2 含量由 0.5% 增加到 10%,有以下几个影响因素:

(1) 有机物及无机物(坑木、煤、岩石等)的缓慢氧化,消耗氧气,产生 CO_2 气体。由于在正常情况下这种氧化进行缓慢,产生的 CO_2 不多,一般可不予考虑。

(2) 从煤和岩石中 CO_2 与瓦斯一起或单独涌出,或者是在透水时将老空区的 CO_2 压入遇险人员所在的地点,使空气中的 CO_2 浓度增加。这个问题要根据受灾地点的实际情况具体的分析。

(3) 遇险人员呼吸时呼出的 CO_2 ,一般是空气中 CO_2 增加的主要原因。比如体重为 63kg 的男子,平卧不动时每人每分钟呼出的 CO_2 量按 0.197L 考虑,可计算出灾区 CO_2 浓度增加到 10% 时所需要的时间,即每人每立方米空气供人呼吸时间约为 $(10\% - 0.5\%) \times 1000 \div 0.197 = 482.23\text{min} \approx 8\text{h}$ 。

估算遇险人员可能的存活时间时,应在以上时间值中选取其中的最小值。

3. 有毒有害气体的增加

在井下被堵空间的空气中,有害气体的含量超过《煤矿安全规程》规定的最高容许浓度,对人体会有危险。当有毒有害气体的浓度达到如下数值时,即一氧化碳浓度达到 0.4%、硫化氢浓度达到 0.05%、氧化氮浓度达到 0.025%、二氧化硫浓度达到 0.05%,遇险人员就有致命危险。在考虑遇险人员的生存条件时,对井下被堵空间有无有毒有害气体涌入,其浓度增加情况怎样等问题,要认真分析。

(三) 维持遇险人员生命的能量分析

人之所以能生存,另一个重要条件是从吃的食物中摄取能量,保证人体内新陈代谢的进行。但是,煤矿发生透水事故后,遇险人员被困在井下,与外界隔绝,断绝了食物来源。他们为什么少则一两天,多则几天、十几天甚至几十天仍能生存?

食物虽然是人生存的重要条件,但在断绝食物而只喝水的情况下,人并不会立即死亡。如果既不吃又不喝,生命只能维持几天时间。虽然水中无营养价值的东西存在,但人在断绝食物来源的情况下,喝水可以促进人体内新陈代谢,消耗体内自身储存的糖、脂肪、蛋白质,以维持人体的能源供给。

在断绝食物的情况下,在开始的两三天人还可以忍受。但到 4~5 天后就感到饥饿难忍。为了减少饥饿的痛苦,遇险人员往往饥不择食,什么东西都往肚子里填。有的人嚼煤块、啃木头、撕吃棉花布料、纸团等。这些东西吃下去后,虽能将胃支撑起来,可减少饥饿的痛苦,但实际上这些东西并没有人体所需要的糖、脂肪、蛋白质,无营养价值,也不被人体所吸收。因此,吃这种东西只是有害无益,吃多了后果不堪设想。

水灾后被困的遇险人员,在断绝食物的情况下,往往只是喝水,不吃任何东西,靠消耗体内储存的营养来维持生命。例如:河南省某煤矿的 13 名职工在井下生存近 100 个小

时,山西省某煤矿的两名职工在井下生存 16 天,山东省某煤矿的两名工人在井下生存 23 天,获救人员在井下被困期间都未吃食物只喝水,被救出后经过治疗均安全脱险。据调查,1948 年被矿井水灾困在井下断绝食物 32 天救出后安全脱险的湖南省某煤矿的 3 名矿工,是我国矿井水灾事故中被困时间最长的一个实例。

三、援救措施

当矿井或某一区域被水淹后,矿山要立即核查上下井的人数,如发现人员被堵于井下,应首先制定抢救人员的措施:

(1) 被堵遇险人员所处的巷道无法接近时,要利用一切条件,向遇险人员输送食物、饮料和新鲜空气,如打钻孔、使用压风管路等。如遇险人员的所在地点低于外部水位时,应禁止使用此方法,以免放走空气,造成局部泄压,引起水位上升,淹没遇险人员。

(2) 如果被堵人员的巷道不具备打钻孔的条件,可考虑派潜水人员(距离不太远时)携带氧气瓶、食物、药品等送往被堵地点。

(3) 抢救长时间被困在井下的遇险人员时,禁止用矿灯照射他们的眼睛,以免在强光的刺激下造成其瞳孔急剧收缩,导致其失明。

(4) 救护指战员进入围困地点后,可打开氧气瓶提高空气中的氧气浓度。

(5) 发现遇险人员时要注意保护体温,应先将其抬到安全地点,由医生检查,并给于必要的治疗,等适应环境和情绪稳定后,分阶段运出矿井治疗。

(6) 在运送遇险人员时,要稳抬轻放,保持平衡,避免震动,要注意受伤人员的伤情变化。

(7) 供给遇险人员高营养值的物品和高蛋白的稀软食品,采用少食多餐的方法,逐步恢复肠胃功能,然后正常饮食。

(8) 遇险人员在治疗期间,谢绝亲友探视,以免情绪过度兴奋,影响健康或造成死亡。

四、矿井水灾事故处理案例

[案例一] 某矿发生井下透水,22 人被困,在指挥部的科学决策下,救援人员奋战 11 昼夜,使井下 15 名遇险矿工得救。事故示意图如图 12-13 所示。

1. 矿井概况

该矿核定生产能力 9 万 t/a,开采 3 号煤层,煤层厚度 6m,布置有 4 个采区。采用高落式方法采煤,箕斗提升;主井深 107m,副井深 137m,中央式负压通风。在建井时,因缺少资料,地质情况不清,当主要运输大巷开拓到 700m 时(距 10 贯眼 17m)爆破打透了采空区,透水近 5 万 m³,使井下 22 名矿工被困。

2. 事故处理经过

事故发生后,救护队很快到达现场。经过侦察,主井距井底车场 135m 处被水淹没,副井和新井底也被水淹,通向采区的 3 条巷道均被水封无法进入。根据有关资料和侦察提供的情况分析,东西大巷的断面为 3 × 2.8m,是无极绳运输大巷。巷道的最低点距车场 250m,坡度是 3%,最低点向里的坡度是 1%。透水时有 16 名工人在 10 贯眼的三平巷作业,此处比大巷最低点高。如果透水时工人不乱跑,就有生存的条件。但是,根据对巷道

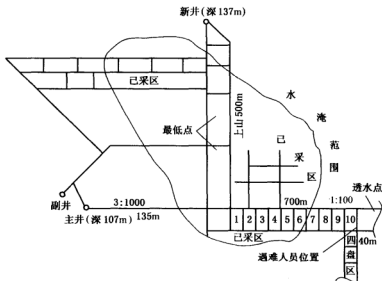


图 12-13 某煤矿水灾事故示意图

空间的计算,被困区的氧气只够遇险人员呼吸 7 日。因此必须在 7 日之内将巷道积水排完。而当时井下的排水设备仅有 2 台泵,排水能力 $70\text{m}^3/\text{d}$,与实际要求相关甚远。为了能在 7 日之内把水排完决定采取以下措施:

(1) 从邻近的煤矿调集排水设备,立即安装并在短时间内开始排水。3 天的时间内新增水泵 7 台,加上原有的 2 台泵,排水能力达 $500\text{m}^3/\text{d}$ 。经过两天运行,水位下降不明显。

(2) 通过省政府向海军求援。海军司令部在接到求援电话后,27 日晚第一批抢险队员赶到现场。28 日 9 时 30 分,海军战士携带重型潜水设施入井,经 3 次努力,潜水员在巷道中潜水前进了 250m,查明了被水全封的巷道只有 200m,其余巷道水面没有封顶。指挥部根据这一重要情况,又让海军战士再一次潜水,给遇险矿区送巧克力和葡萄糖,并写信鼓励他们坚定信心,等待援救。但因潜水设施重,潜水行动受阻,潜水队员未能进入灾区。最后,潜水队员第 5 次潜水进入了险区,把仪器送给了遇险人员,并查明了险区情况。11 月 15 日凌晨,井下所有巷道的积水与顶板分离,由救护队同潜水队涉水进入险区,将 15 名遇险矿工救出,其余 7 名遇难矿工后来在清巷过程中陆续找到。

3. 点评

这次透水事故的成功处理,关键是指挥部能当机立断,科学指挥,为事故救援争取了时间。其次是海军的支援,携带重型潜水设施 5 次潜水救援,为事故处理做出了重大贡献。矿山救护队在关键时刻不畏艰险,涉水进入险区救人,在这次抢险救援中起到了重要作用。

[案例二] 1978 年 8 月 3 日,某煤矿发生透水事故,造成 1 名矿工被困,经过 14 天

的奋力抢救，成功救出遇险者。

1. 矿井基本概况

该矿是县办小煤矿，斜井开拓，中央并列式通风，年生产焦煤能力3万t/a，煤层厚0.8~1.2m，倾角14°~15°，正常涌水量约37t/h。顶板为坚硬的厚层砂岩，属高瓦斯矿井。矿井四周老窑密布，给安全生产带来很大威胁。事故示意图如图12-14所示。

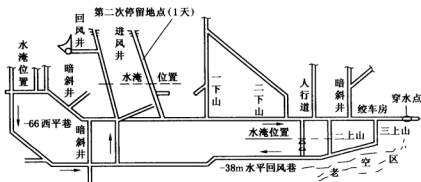


图12-14 某矿透水事故示意图

2. 事故发生经过

1978年8月3日下午3时，在-60m水平东大巷掘进的工人发现顶板有较大淋水，钻孔流水增大，便停止了工作，提前出井向领导汇报了情况。但矿领导未采取果断措施，继续安排生产。下午4时（刚交班后）发生了老空突水，仅15min左右，将+10m水平以下的1100余米井巷淹没（约突出水4000m³），1名工人被困在井下。

3. 事故抢救经过

事故发生后，立即成立了救灾指挥部，同时从邻近煤矿调来了技术力量和排水设备进行排水。由于当时正值枯水季节，发电站发电量减少，电压降低，因此，经常出现停电现象。一直到17日，才将斜井水排干，露出大巷顶棚。随后，以矿长为首的搬运小组，下矿顺着大巷沿路搜索寻找。当他们来到-66m水平东大巷一上山口时，发现上山口淤泥上有脚印，因此断定人可能还活着。于是，边前进、边呼喊，终于在-38m水平回风巷找到了遇险者。此时遇险者睡在风筒布上，已无法活动。指挥部随即安排医务人员携带棉被、药品等入井，将遇险者包好后，给遇险者服用了两只50%20mL葡萄糖注射液。为确保安全，采用分次分段搬运的方法将其运出井外。第一次搬运，在-66m水平一上山口停留了两天，除注射葡萄糖外，遇险者还吃了牛奶、红参等食物，精神明显好转，可以与看护人员进行交谈。第二次搬运，在距井口80m处的主斜井中停留了1天，除吃一些药外，遇险者饮食上开始吃白糖稀饭与鸡蛋汤。可以走10余米。20日遇险者被抬出井口，随后送县人民医院经过3个月的疗养康复后回矿。

4. 遇险人员生存条件分析

遇险人员被水困在井下14天还活着，通过调查和对本人的了解分析，认为有以下几

方面原因:

(1) 在当时透水的一瞬间,涌水的速度、涌水量均很大,遇险者本人由于被水冲倒,矿灯熄灭而未跑出。15min左右,水将-40m水平以下井巷全部淹没。当将-66m标高的大巷淹没后,上山巷的空气被压堵到一、二上山和-38m水平回风的530余米巷道内,其空间约有2200m³,同时西平巷绞车房由于空气压缩未进水,为遇险人员生存提供了条件。

(2) 在遇险者所在地点CH₄浓度为1%,CO₂浓度为0.8%,对遇险者没有危害。

(3) 遇险者经验丰富,曾有在井下被水堵过两次的经历,一次4天,一次7天。因此,这次被困后他很沉着、冷静,耐心地等待救援。

5. 点评

(1) 指挥部要善于调查研究,了解情况,掌握与事故有联系的一切情况。

(2) 抓住战机,组织力量,争分夺秒抢救遇险人员。加强对排水工作的领导,保证排水工作进行顺利,尽快缩短遇险人员关堵时间,这是十分重要的。

(3) 抢救长时间被堵的遇险人员,必须要有医生配合。在搬运遇险人员时,要根据情况,采取分次逐段搬运的方法,切忌不可一次将人员搬出地面。

第八节 矿井冒顶事故的处理

井下发生冒顶事故后,救护队应配合具有丰富现场经验的人员救助遇险人员。如果通风系统遭到破坏,应迅速恢复通风。当瓦斯和其他有害气体威胁到抢救人员安全时,救护队应首先进行恢复通风的工作。

一、处理冒顶事故时对救护队的要求

1. 小队到达现场时

救护队到达现场后,首先应向现场人员了解发生事故的原因、冒落顶板特性、事故前人员分布、瓦斯浓度等情况,并实地查看支护状况和顶板情况,以及处理冒顶的材料数量、品种和堆放位置,必要时应加固附近支架,以保证退路安全。

2. 抢救时

(1) 处理冒顶事故过程中,始终要有专人检查瓦斯和观察顶板。

(2) 用呼喊、敲击等方法,判定遇险人员位置,与他们保持联系,并鼓励他们配合抢救。

(3) 用掘小巷、绕道通过冒顶区上部空间或清理塌落物接近遇险人员时,应架好临时支架。一时无法接近时,应设法利用压风管路供给新鲜空气、饮料和食物。

3. 清理堵塞物时

清理堵塞物时,使用工具要小心,防止伤害到遇险人员。如遇大块矸石、木棚、金属网、铁梁柱等物压人时,可使用千斤顶、液压起重器、圆盘锯、液压剪刀等工具进行处理。

4. 对遇险人员的急救时

对抢救出来的遇险伤员,要用毯子保温,并迅速运送到安全地点进行救护。对出血、骨折人员要进行止血、包扎和固定,并按急救要求组织搬运,对重伤员要有医生现场配合抢救。对困在井下较长时间的伤员,不要用强灯光照射他们的眼睛,不要过多给他们饮

食,应及时送到井上医院救护。

二、处理冒顶事故的方法

处理冒顶事故时,要根据岩层的冒落高度、冒落块度、冒顶位置、冒顶范围大小、围岩破碎程度和矿压等情况采取不同的抢救方法进行援救:

(1) 顶板冒落范围不大时,如果遇险人员被大块矸石压住,可采用千斤顶、液压起重器、起重气垫等工具把大块岩石顶起,将人迅速救出。

(2) 顶板沿煤壁冒落,矸石块度比较破碎及遇险人员靠近煤壁位置时,可采用沿煤壁由冒顶区从外向里掏小洞,架设梯棚子维护顶板,直到把人救出。

(3) 如遇险人员位置靠近放顶区时,可使用沿放顶区由外向里掏小洞、架棚子或用前探棚的方法,边支边掏,直到把人救出。

(4) 工作面冒顶范围较小,但求援过程仍在继续下冒时,在此情况下抢救人员时,可采用撞楔法处理,控制住顶板。

(5) 分层开采的工作面冒顶时,底板是煤层,遇险人员位置在金属网或假顶下面时,可沿底板煤层掏小洞,边支边掏,接近遇险者将其救出。

(6) 如底板是岩石,掏不动时,可沿煤壁掏小洞,寻找并救出遇险人员。

(7) 工作面冒落范围很大时,遇险人员位置在冒落范围中间,应采用掏小洞和撞楔法处理,时间长不安全时可采取沿煤层重新开切眼的方法处理。新开切眼与原工作面距离一般为3~5m左右,边掘边支。也可以沿煤壁用掏洞法处理,但靠冒落区的一帮必须用木板背好,防止漏矸石。

(8) 如果工作面两端冒落,把人堵在工作面内,采用掏小洞和撞楔法无法穿过时,可采取另掘巷道的方法,绕过冒顶区或危险区将人救出。

在利用上述方法处理冒顶事故时,如果被困人员仍活着,应在处理的同时想尽一切办法给他(们)输送新鲜空气和饮料食品。

三、不同地点的冒顶处理

(一) 回采工作面冒顶处理

1. 整巷法

冒顶范围不超过15m,塌落的矸石块度不大,人工便于搬运时,可采取整巷法处理,具体方法如下:

(1) 在垮落区的两端,由外向里,先双腿套棚,维护好顶板,保证退路畅通无阻,棚梁上用小板刹紧背严,防止顶板继续错动、垮落,若顶板压力大,可以在冒顶区两头加打木垛。

(2) 边整理工作面,边支架棚子,把垮落的矸石清理倒入采空区,派人砌好矸石墙。每整理1m长工作面,支两架板梁棚。

(3) 遇到大块矸石,应用电钻(风钻)打眼爆破破碎岩石。钻眼数量和炮眼的装药量,应根据岩石块的大小与性质来决定,但必须符合《煤矿安全规程》的要求。

(4) 如顶板垮落的矸石破碎,不易一次通过时,先沿煤帮运输机道整一条小巷,采用人型支架使风流贯通。运输机开动后,再以冒顶区两头向中间依次放矸支棚,梁上如有

空顶,应采用小木垛插梁背实。

2. 开补巷绕过冒顶区法

冒顶范围较大,不宜调整巷处理法时,应采取补巷绕过冒顶区的方法进行救援。根据冒顶区在工作面所处位置不同,有以下3种情况:

(1) 冒顶发生在工作面的机尾。沿工作面煤帮,从回风巷重开一条巷道绕到工作面未冒顶区,将机尾缩至工作面完整支架处继续回采(指没有人员被埋的情况下),当工作面补掘巷道采成一直线时,再接长输送机恢复正常回采。冒顶区埋压的设备、支架,用整小巷的办法或重新开补巷的方法,直接扒开矸石回收。

(2) 冒顶发生在工作面的中部。平行工作面留3~5m煤柱,重开一条切眼,对埋压在冒顶区的设备和支架材料等在新开眼内每隔10~15m,往冒顶区穿小洞,用掘小巷的方法,分段回收设备。回收完设备、支架、器材后,最好在煤柱上打眼爆破,倒采1~2排以采穿老工作面为宜,以免煤柱支撑顶板给以后回采造成顶板管理上的困难。

(3) 冒顶发生在工作面的机头。距冒顶处5m的进风巷向上掘进一条斜上山通到冒顶区的上部,在斜上山内另装一部临时输送机或将老工作面的刮板输送机头转移过来安装,逐步接长溜槽。掘通补巷以后,随着工作面的推进,逐步延长工作面输送机,缩短补巷内的输送机,直到工作面采直,搬去临时输送机。埋压的设备、支柱和材料的回收方法与冒顶发生在输送机机尾附近的方法相同。

(二) 掘进工作面冒顶事故处理

掘进工作面发生冒顶,处理垮落巷道的方法有木垛法、搭凉棚法、撞楔法和找绕道法等。

1. 木垛法

木垛法是处理垮落巷道的常用方法,一般又分为“井”字垛和“井”字木垛与小棚结合处理法两种。

1) “井”字木垛法

当冒顶高度不超过5m,冒落的范围基本稳定时,可以将冒落物清除一部分,形成自然堆积坡度,在冒落的煤岩上架设木垛,支撑顶板,抵住冒顶区的周壁,防止片帮。架木垛时,顶要刹实背好,防止掉矸。木垛架好后,清理出煤矸。当清理的空间够一架棚子时,应立即架棚,这样反复进行,直到处理完毕。

2) “井”字木垛和小棚结合法

冒顶高度超过5m,冒落范围内顶板比较稳定时,为了节省要料和加快处理速度,可采用“井”字木垛和小棚法结合处理。

2. 搭凉棚法

冒落拱不超过1m,顶板岩石比较稳定,长度不大时,用5~8根长料搭在冒落两头完好的支架上,然后在“凉棚”的掩护下,进行清理冒落物、架棚等工作。架完棚子后,在凉棚上用材料把顶板背实。

3. 撞楔法

当顶板岩石破碎不停冒落,人员清理冒落物时,采用撞楔法处理垮落巷道。首先把棚子立在工作面上,在棚子的顶梁和巷道顶板之间打入撞楔(材料是大板、钢轨等),使它们互相靠紧,把巷道顶板完全挡住。打撞楔要从巷道的左上角往右上角打,也可反过来打。

撞楔要斜着往上打，一次打入的深度不宜太大（20~40cm）。岩石压力越大，撞楔打入的斜度比越大，一面打撞楔，一面掏出岩石。撞楔打好后，立一架棚子，并在撞楔末端补上方木，方木中心要留出切口，以便插入下一行撞楔。以后在已经安设好的两架棚子中间安上平横撑。重复作业，循环向前掘进。

4. 掘绕道法

当冒落巷道长、冒落物不易处理易造成堵风的情况下，为了给遇难人员输送新鲜空气、食物和饮料，迅速营救遇险人员，可采取掘绕道的方法，绕过冒落区进行抢救工作。

四、煤矿冒顶事故处理案例

〔案例一〕某村矿于某日一掘进巷道发生大面积冒顶，冒落巷道长约 18m、高 6m，将正在工作面作业的 8 名矿工封闭在巷内。矿山救护队经过 16h 奋战，打通冒落区，将遇险人员救出。

1. 矿井概况

该矿开采 5 号煤层，煤层平均厚度 12m，倾角 8°，自然发火期为 6~12 个月，煤尘爆炸指数为 35%，属低瓦斯矿井。该矿井原有一对斜井，主井提升，副井回风，两翼开采。因上部煤采完，经上级批准在旧井的下部开拓了一主井，长度 326m，倾角 23°；另开拓主运输大巷 120m 时，因资金困难改变了方案，决定先开拓一上山，与旧井运输大巷贯通，利用旧主井通风。事故发生前，上山已掘 470m，剩 20m 就可与旧运输巷贯通。事故处理示意图如图 12-15 所示。

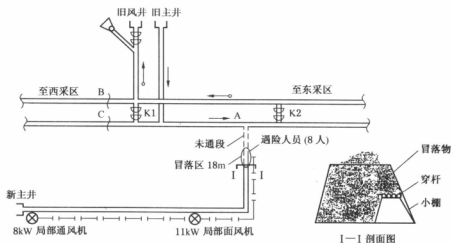


图 12-15 冒顶事故的处理示意图

2. 事故经过

一上山为裸体巷道，部分地段采用点柱支护。在距工作面 18m 处有一小断层，顶板压力大，经常有掉碴片帮发生，却一直未加强支护。10 月 21 日下午 6 时多，工人就又听

到顶板有发闷的声音。7 时 10 分, 该段巷道发生冒落, 8 名工人被困。事故发生后, 矿上组织自救。采用清巷支护的方法, 但在下部清煤过程中, 上部煤体不断冒落, 半天时间救援工作没有进展。

3. 事故处理经过

矿山救护队到矿后, 根据图纸资料和现场实际情况, 矿领导认真研究, 得出如下结论: 巷道冒落长度为 20m, 距工作面 18m, 如这 18m 的巷道未发生冒落, 8 个工作人员就有生存的可能。但此时这 18m 的巷道形成了不通风的封闭区, 严重地威胁着遇险人员的生命。该巷道断面为 5m^2 , 有效空间为 $18 \times 5 = 90\text{m}^3$ (90000L), 以此计算, 人员生存的条件为:

(1) 按氧气含量下降到 10% 计算

$$90000 \times (20\% - 10\%) = 9000\text{L}$$

$$0.237 \times 8 \times 60 = 113.76\text{L/h}$$

$$9000 \div 113.76 = 70.3\text{h}$$

式中 20%——巷道中空气中的氧含量;

10%——人员生存的氧含量下限值;

8——8 人;

0.237——人员在静卧状态下每分钟需要的氧气量 L。

(2) 按二氧化碳含量增加到 10% 计算, 得 83.5h

$$90000 \times (10\% - 1\%) = 8100\text{L}$$

$$8100 \div 0.179 \times 8 \times 60 = 83.5\text{h}$$

式中 10%——空气中二氧化碳增到 10% 时, 人生存的上限值;

1%——矿井井巷中的二氧化碳含量;

0.179——人员在静卧时每分钟呼出的二氧化碳量, L。

从以上计算可知, 遇险人员生存最长时间为 70h, 即 3 天左右。再加巷道里还要涌入瓦斯和二氧化碳, 生存时间还会缩短。救护队到达之前矿方抢救已用时间 10h, 矿山救护队营救遇险人员只有 2 天时间, 根据最短抢救时间定制 3 个抢救方案:

(1) 灾区巷道贯通法。从旧井运输大巷的 A 点, 开掘下山巷道, 与灾区巷道贯通。贯通断面 $1\text{m} \times 2\text{m}$, 分 4 班作业, 手工刨煤, 每班进度不少于 2m, 预计 10 个班贯通用时 40h, 符合时间要求。但 A 点必须测量准确, 这是最大的难题。

(2) 开掘绕道进入险区。此法就是在原巷道的一侧开掘绕道避开冒落带。用这种方法把握性大, 运煤方便, 进度快, 但比第一方案增加巷道 10m, 延长了抢救时间。

(3) 打穿杆掘小巷穿透冒顶区。就是在冒顶区外先支两架木支架, 在木支架上打穿杆, 穿杆为红松椽, 一端砍为尖形, 用密集形的穿杆将上部冒落支撑住, 人员在穿杆的掩护下把下部冒落物掏出, 进 2m 后支小棚 1m (密集棚)。然后再打穿杆, 这样一段一段清挖巷道, 预计每小时可进 1m, 20h 可穿过冒落区。该方案速度快, 把握性大, 决定采用第三方案。

为了增大安全系数, 在通风方面采取了如下措施: 在旧井中建调节门 B 和 C, 打开风门 K1 和 K2 增加东采区负压; 在 A 处安设 30m 的探水钻, 向冒落区打 5 个钻孔, 在全风压的作用下, 加上掘进巷局部通风机风压, 上山有少量风通过冒落间隙进入灾区, 乏风通

过 5 个钻孔排除，使灾区有足够的新鲜风流。钻孔打通后同遇险人员有了联系。经过 16h 的奋战，掘透了 20m 冒落区，由救护队进入将 8 名遇险人员救出，顺利完成了这次抢救任务。

4. 点评

抢救冒顶事故被困人员的首要条件是对人员生存条件进行科学判断，其次是想尽一切办法向被困人员输送氧气和食品。该事故中救援人员采用了调整通风系统、局部通风机通风和压风机压风等措施，有效地维持了被困人员的生存环境。在向外搬运遇险人员采用了分段适应的办法，确保了遇险人员的身心健康。

〔案例二〕1981 年 7 月 12 日 8 时 35 分，某小煤矿发生井口滑坡事故。由于抢救及时，措施得力，使被困井下的 4 名遇险人员得救。

1. 矿井概况

该矿位于山区，平硐开拓，电石灯照明，无通风设施，井口至主要工作面 90m。中厚煤层，低瓦斯矿井，煤质松软，巷道支护简单。事故示意图如图 12-16 所示。

2. 事故发生经过

12 日 8 时，有 5 人下井，其中 2 人掘进、1 人装煤、2 人背煤。背出第一趟煤后，一名工人已下井，当另一名背煤工人进入井口 10m 处后，发现有矸掉落，正欲往前走，听到整个巷道有支架受力折断的响声，他当即喊了声“快出来，

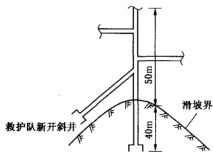


图 12-16 某矿井口滑坡示意图

外面跨顶了”，随即往外跑。这名背煤工人跑出井口后，回首一看，整个井口已被滑坡的岩石和黄土完全覆盖。从地面上看，此次滑坡破坏平硐巷道 40m 左右，平硐口向下位移约 3m。

3. 事故处理经过

救护队于 14 时 15 分，到达事故现场，随即找到那位背煤工人，了解矿井的基本情况，确定井口位置。在此基础上救护队分析遇险人员的所在位置，制定出以下两种抢救方案：一是恢复原有巷道，从原平硐进入寻找遇险人员。理由是：当井下其他人员听到有人喊“要垮顶了”的时候，他们有可能马上往外跑，但没有出口，而被压至因滑坡而跨落的 40m 巷道内。二是开一小斜井，斜插滑坡以里的未被滑坡破坏的巷道，从新开的小斜井进入救人。理由是：即使井下人员听到喊声，在短短的几分钟之内不可能马上跑出 50m 长的未遭破坏巷道。滑坡事故既已发生，可能将他们堵在这段完好的巷道内。两个方案提出后，考虑实施第二个方案救人可能性大，为此，立即决定采取第二套方案。救护队组织人员开始掘斜井，为使小井打在完好的巷道中，同时为防止二次滑坡，派 5 人观察地面情况，经过 8 个多小时的紧张工作，掘进巷道约 10m，见到原巷道的顶梁，并插开一小眼。救护队员通过呼喊的办法与被困的 4 人取得了联系。随后 4 人被救出，事故处理结束。

4. 点评

矿井系统简单，在正确判断的基础上，救护人员敢于突破传统的处理方法，用掘小巷

的方法,寻找捷径接近遇难人员是这次事故成功处理的关键。

复 习 思 考 题

1. 井下救护基地的选择有哪些要求?
2. 矿山救护队在灾区抢救人员有哪些要求?
3. 救护队在灾区工作时氧气消耗是如何规定的?
4. 灾区侦察的要点是什么?
5. 处理瓦斯燃烧事故救护队应注意什么?
6. 处理瓦斯爆炸事故救护队的主要任务是什么?
7. 煤与瓦斯突出的基本特征是什么?
8. 煤与瓦斯突出事故救护队应侦察哪些内容?
9. 处理煤与瓦斯突出事故救护队应做哪些工作?
10. 瓦斯突出引起的火灾如何处理?
11. 煤尘爆炸的过程是什么?
12. 煤尘爆炸事故的抢救要点是什么?
13. 煤尘爆炸有哪些特征?
14. 处理矿井火灾事故时风流控制原则是什么?
15. 如何预防火风压引起的风流逆转?
16. 火风压的特点是什么?
17. 直接灭火的方法有哪些?
18. 高倍数泡沫灭火的适用范围是什么?
19. 隔绝灭火密闭墙位置选择有哪些规定?
20. 均压灭火分为哪几类?
21. 简述爆炸三角形对火区封闭工作的指导意义。
22. 简述不同地点井下火灾的处理方法。
23. 如何防止出现富燃料燃烧?
24. 矿井火灾事故处理的侦察要求是什么?
25. 对长时间被困人员应如何抢救?
26. 防止二次透水的措施有哪些?
27. 回采工作面冒顶有哪些处理方法?
28. 掘进巷道发生冒顶事故应如何处置?

第十三章 自身伤亡事故的预防

矿山救护队在煤矿抢险救灾、预防检查、消除事故隐患等方面发挥着重要作用,为安全生产做出了特殊贡献。但是,由于种种原因,抢险救灾工作中导致救护指战员自身伤亡,不仅影响救灾任务的完成,而且扩大了事故损失,造成不良的社会影响。

自身伤亡事故的发生,既有违章指挥、违章作业、技术与装备等因素,也有指战员技术、身体素质方面的问题。总结救护队自身伤亡的深刻教训,采取有效的预防措施,避免自身伤亡事故的发生是矿山救护队一个重要课题。

第一节 氧气呼吸器故障造成的事故及预防

氧气呼吸器是矿山救护指战员最重要的个人技术装备,是执行抢险救灾工作时自身安全的重要保障。因此,在日常管理工作中必须认真检查和维护保养,时刻保持完好状态;应急救援工作时必须按照规定正确佩戴和使用。疏于管理或不能正确佩戴和使用,不但会影响救援任务的顺利完成,甚至可能酿成自身伤亡事故。

一、事故原因

氧气呼吸器故障主要有:氧气量供给不足、氢氧化钙失效、口具鼻夹损坏脱落、呼吸器系统漏气等。其根本原因在于日常管理松弛,规章制度不落实,仪器维护保养不到位;执行救援任务时不认真进行战前检查,没能及时发现存在问题;在灾区工作时出现故障后不能及时排除或处置不当等。

(一) 氧气瓶压力不足或氧气耗尽

氧气呼吸器中氧气瓶压力不足或因长时间工作致使氧气耗尽,将会造成救护队员因缺氧窒息或中毒而发生伤亡事故。

[案例] 1981年7月19日,某救护队在处理山高煤矿瓦斯爆炸事故时,发生一起窒息死亡事故。

1. 自身伤亡经过

1981年7月19日,第五小上山(长25m,坡度30°)和+150m大巷掘透一小孔后,救护队从掘透部分观察到+150m大巷情况较好,检查甲烷浓度为6%、二氧化碳浓度大于10%无一氧化碳,温度为26℃。救护人员用风障将此处封堵,用黄泥抹缝后升井。

救护队决定扩大掘透位置的断面。小队人员分为三组,并对各组的任务明确分工。17时20分,第一组3人准备进入窒息区,1名队员发现自己的呼吸器没有氧气,于是更换备用氧气瓶后进入。3人到达工作地点,把风障拉掉,队员张某用钎子只捣了几下,就发觉仪器不正常,按手动补给后便坐下,摘掉了口具,结果失去知觉。另外两名队员上前把口具给他按在口部后,1名队员立即跑出求援。待机人员听到求救信号立即进入,慌乱中

没有携带2h 呼吸器；1 名参加抢救的队员在跨越溜槽时，踩空摔倒后便失去知觉，其他队员立即把口具给他强制按在口部。2h 呼吸器拿到后，副小队长翻开面罩，给窒息队员带上，立即搬运至基地。由于小队入井时没有携带苏生器和担架，失去了被抢救时机。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 张某佩用呼吸器只走了25m 左右的上山，仅工作5~6min 时间，氧气就用完了，估计氧气瓶的压力只有1MPa。违反《煤矿安全规程》氧气压力不得低于18MPa 的规定。氧气量过低是这次伤亡事故的直接原因。

(2) 进入灾区前，小队如果按照规定认真进行战前检查，就能及时发现存在的问题，从而避免事故的发生。违反规定，不进行战前检查，是这次伤亡事故的重要原因。

(3) 进入灾区人数少于6 人，不按规定携带技术装备，抢救时，过于慌乱，忙中出错，贻误抢救时机。

(4) 日常管理工作中，没有认真执行仪器检查维护保养制度。

(二) 氢氧化钙失效

氧气呼吸器中的氢氧化钙失效，就会造成矿山救护队员在灾区工作时，因呼吸困难而摘掉口具中毒窒息身亡。

[案例] 1979 年12 月6 日，某矿救护队在排放瓦斯工作中，因氢氧化钙失效，造成一名救护队员死亡。

1. 自身伤亡经过

某矿C5 回风上山长210m，倾角60°，停止掘进达数月之久。矿方将该巷道中的风筒全部撤除，停止通风，致使C5 回风上山和70m 平巷内充满了高浓度的瓦斯。从+560m 回风巷到C5 回风上山10m 处瓦斯含量为30%，20m 处为40%，最高达67%。为不影响生产，矿安排救护队当班运送风筒并全部连接好，待交接班时实施一次性排放。

救护队出动12 人，带氢氧化钙一桶（重13kg），于14 时到达560m 回风巷。由于坡陡巷窄，窒息区较长，每人每次只能背一节500mm 风筒，从掘进头向外连接。第一次背上去接好后返回，就用了约两个小时。休息半小时后开始更换氢氧化钙。其中李某一直坚持不换。17 时开始第二次背风筒，李某行至第二躲身硐处时放下风筒休息，然后又背上风筒向上走了约30m。当其他队员接好风筒下来时，发现李某的氧气呼吸器口具脱落，仰面倒斜坡上，呼吸器盖子在他所倒位置10m 处。当时2h 氧气呼吸器未带入灾区（第一次带入灾区后又带出，第二次进去就未带）。2 名队员见此情况，立即发出紧急信号，并忙把李某呼吸器口具往嘴里塞，但始终塞不进去。等把2h 氧气呼吸器拿来给李某戴好运至新鲜风流处时，发现李某瞳孔已扩散。虽经较长时间的苏生和多方抢救，终因窒息时间较长而死亡。

2. 自身伤亡事故原因分析

(1) 该队平时佩用氧气呼吸器爬山时，氢氧化钙只用3 个多小时就已失效。这种情况未能引起足够重视。对库存的二氧化碳吸收剂不按规定进行检查，而是继续使用。致使李某的4h 呼吸器在灾区使用不到3h，氢氧化钙就失效。这是造成自身死亡的主要原因。

(2) 事故后，检查李某的氧气呼吸器，有4 个月无检测记录，用后没有清洗。这说明对呼吸器维护保养工作存在欠缺。

(3) 小队进入窒息区工作时，必须携带全面罩氧气呼吸器。第一次进入时将2h 呼吸

器带入。第二次进入灾区时小队就没有再带人。在李某因呼吸器中氢氧化钙失效而摔倒时, 却无 2h 呼吸器及时抢救, 造成窒息死亡。

(三) 呼吸器系统故障

呼吸器系统存在故障, 达不到应有的性能, 就会失去保障作用, 甚至造成救护队员自身伤亡。

[案例] 1994 年 8 月 23 日, 某救护队在布克塞尔蒙古自治县二矿北风井五平巷启封火区时, 由于 4h 氧气呼吸器不完好, 二氧化碳吸收剂失效, 3 名救护队指战员窒息死亡。

1. 自身伤亡经过

8 月 23 日 13 时 15 分, 4 名救护队员入井测得气体浓度是: CH_4 为 3.5%, CO_2 为 10% 以上, CO 无, 温度正常。分析认为火区具备了启封条件。15 时研究制定了启封火区的实施方案。18 时 58 分 4 名救护队员再次佩用氧气呼吸器, 携带 1 台备用 AHG-4A 型氧气呼吸器、1 台光学瓦斯检定器, 按照启封方案从北风井入井。在五平巷封闭和六平巷连通的 1 号小眼后, 准备封闭 2 号小眼时, 1 名救护队员倒下, 其他 3 名救护队员把他抬到巷道口时发现已经死亡。此时, 又 1 名队员感到身体不适, 其他 2 名救护队员扶着他往上爬了一段路后突然滚倒在箕斗旁。其他 2 名队员在没有任何通讯手段及提升设备的情况下, 无力救人, 只好于 20 时 35 分从北风井井并向启封小组汇报。20 时 43 分, 葛某和陈某急忙佩用氧气呼吸器, 从北风井入井救人。陈某在前, 葛某在后。当葛到达箕斗处时, 发现陈已经倒下, 口具脱落。葛急忙将口具塞向陈嘴中, 但塞不进去。葛无力抢救, 只好折返, 于 21 时 13 分升井。此时, 该矿已没有能力救人, 只好求援。自治区救护基地小队入井后, 将 3 名遇难人员运出地面。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 仪器完好率极差。对 3 名遇难者的氧气呼吸器进行检查, 3 台呼吸器和 1 台备用呼吸器均不气密; 还分别存在高压导管大跑气、自动排气及自动补气过晚、自动排气及自动补气过早等问题。造成呼吸困难而脱落口具, 窒息死亡。备用呼吸器虽没有使用, 但氧气压力仅为 7MPa。

(2) 没有及时更换二氧化碳吸收剂。《矿山救护规程》规定: “用过的二氧化碳吸收剂, 无论使用时间长短, 不准重复使用。”而参加启封队员入井侦察升井以后, 没有及时更换二氧化碳吸收剂。这也是自身伤亡的一个重要原因。

(3) 《矿山救护规程》规定: “进入灾区侦察或者作业的小队人员不得少于 6 人, 进入前, 必须检查氧气呼吸器是否完好, 并应按规定佩戴和使用”。救护队指挥员严重违章, 造成自身伤亡事故。

(4) 救护队在启封火区过程中, 地面与井下没有任何通讯联络设备。而且救护队员均为辅助队员, 业务技术素质和安全意识较差, 工作经验不足, 遇事惊慌失措。

(四) 口具、鼻夹不慎脱落

有些救护指战员在处理事故时, 由于灾区条件复杂, 急于完成任务, 也有些是因为粗心大意, 不慎碰撞鼻夹口具造成伤亡。

[案例] 2000 年 8 月 26 日, 在某矿老一采区二片监护充填沙柱子过程中, 发生一起救护队员自身伤亡的事故。

1. 自身伤亡经过

采区回风道发现有一氧化碳气体后,为控制一氧化碳泄漏,矿安排建造一道沙杖子,在进行水砂充填,封堵二片溜煤眼时,一氧化碳浓度急剧增高,现场工人难以靠近,充填工作被迫停止。之后,利用风筒建一道简易风障,控制有毒有害气体。

26日,救护队一小队到老一采区二片辅助转载巷道下部沙杖子进行水砂充填监护工作。9时50分,中队长带领其他8名指战员由风障处进入灾区进行侦察。行进至25m位置,检测气体:CO为2000ppm、CO₂为7%、CH₄为1%。继续向里行进,巷道内能见度好,温度正常;但巷道支护情况不好,局部地点冒落严重,行走十分困难。在沙杖子处,检测气体:CO为8600ppm、CO₂为26%、CH₄为4%。救护队查看沙杖子没有被损坏,随即组织人员将沙杖子门封好,按原路线撤回井下基地。

根据侦察情况,救护队与矿方协商留下小队长及3名队员负责监护工作,要求每1h进入沙杖子检查一次;其他人员升井。为查看管路情况,小队长带领1名队员进入,留下2名队员待机。在距沙杖子20m处,听到有充填流水声,看到沙杖子无异常情况,小队长打手势返回。向外行走至距沙杖子50m处的冒顶处时,队员听到身后一声响,回头看到小队长已脸朝下摔倒在地上,口具和鼻夹都已摔掉。该队员立即将口具、鼻夹给小队长重新戴上,按手动补给进行大量供氧,考虑自己难以护送和抢救,就出来到基地求救。3名队员携带2h呼吸器赶到现场,给小队长戴好,向外抬至100m处时,通风队人员启动了局部通风机。此时中队长带领其他队员也到达现场,将小队长运到基地进行苏生抢救,抢救无效死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1)事故发生后,对遇难者佩用的AHY-6型氧气呼吸器进行了全面检查,仪器附件齐全,各项指标均符合规定要求,整机仪器状态良好。造成自身伤亡的主要原因是,巷道支护情况不好,冒落较严重,底板浮煤多,高低不平。小队长在行走时不慎滑倒,造成口具、鼻夹脱落,吸入高浓度有毒有害气体而死。

(2)救护队对灾区侦查后,对存在的困难条件不进行认真分析,没有制定安全措施,即留下3人执行监护。指挥员凭经验,麻痹大意,违反《矿山救护规程》“进入灾区的救护小队队员不得少于6人”的规定,以至于小队长摔倒,口具和鼻夹脱落后,因人力不足而无法及时救助,最终造成伤亡事故。

二、预防措施

矿山救护队指战员必须正确认识氧气呼吸器处于完好状态是实现安全救灾的重要保证。救护队员如果不能熟练掌握各种仪器、装备的操作,遇到仪器出现故障不能正确地判断和及时地进行排除,将会危及自身乃至整个小队的安全。因此,加强管理是搞好矿山救护工作的基础,是安全有效救灾的基本保障。矿山救护队必须明确各级指战员职责,严格落实各项规章制度,提高指战员业务技术水平。

1. 牢固树立战备观念,强化日常管理工作

氧气呼吸器故障造成的自身伤亡事故,反映出救护队日常管理工作中中的松懈。指战员战备观念不强,对救灾中安全工作的重要性缺乏认识,对氧气呼吸器不按照规定进行检查和维护保养,配用不合格的仪器进行救援工作,以至于在灾区险恶的情况下发生自身伤

亡。所以,要强化安全教育,牢固树立战备观念,自觉执行各项规章制度,严格按照规定检查氧气呼吸器及各项技术装备和仪器,对出现的故障及时进行维修和处理;要健全检查记录,落实责任。保证备有一定数量的易损配件,时刻保持各种仪器、装备的完好性。

2. 加强学习和训练,掌握装备使用方法

日常工作中,要加强业务技术理论学习,熟练掌握氧气呼吸器及各种仪器、装备的操作使用和故障排除方法。在窒息区工作出现仪器故障时,要沉着冷静,运用掌握的技能排除故障;不能及时排除时,要用正确的音响信号或方法通知队长或其他队员进行帮助。故障难以排除时,全小队必须立即撤出灾区。

3. 进入灾区必须认真进行战前检查

救护队在进入灾区侦查或工作前,必须认真做好氧气呼吸器的自检、互检工作,确保氧气呼吸器性能和携带的仪器装备完好,确保氧气压力符合规定。指挥员必须进行检查确认,任何情况下严禁使用不合格的仪器装备参与救援工作。

4. 抢险救灾必须携带必要的技术装备

小队进入灾区时,必须按照规定携带2h呼吸器和备用氧气瓶等必要的技术装备及配件。在灾区工作或行走时,要谨慎小心,防止碰撞、摔倒或冒落煤矸砸掉口具、鼻夹。小队队长要经常观察队员的氧气压力,并根据氧气压力最低的1名队员来确定整个小队的返回时间。

5. 定期进行仪器维修保养

氧气呼吸器必须按国家计量标准要求校正,使之达到规定标准;使用后必须立即进行清洗、消毒、更换药品、补充备品备件,并严格检查达到技术标准要求,保持战备状态。氧气瓶须按国家压力容器的规定标准,每3年必须进行除锈清洗、水压试验,达不到标准的不准使用。

6. 必须保证二氧化碳吸收剂的质量

使用过的二氧化碳吸收剂,无论使用时间长短,不准重复使用;清静罐内的二氧化碳吸收剂,因故连续3个月以上没有使用的,必须重新装药,否则不准使用。对长期库存的二氧化碳吸收剂,应定期化验,对不合格的和已经失效的药品严禁使用。

7. 配齐和更新设备

使用正压式全面罩氧气呼吸器等救护新装备,避免因装备缺陷造成救护人员伤亡。救护队必须按《煤矿安全规程》规定,配齐和更新必要的救护装备、仪器,提高救护装备水平。

第二节 违章作业造成的事故及预防

许多自身伤亡事故,并不是难以预料和不可抗拒的原因造成的,而是人为因素所致。有章不循、违章作业是造成救护人员伤亡的一个主要因素。违章作业主要是由于安全思想不牢固,在思想上放松警惕,在工作中违犯安全救护法规和措施,以致造成自身伤亡事故。这类自身伤亡事故的发生,看似偶然,实属必然。据统计,1949~2005年10月,因救护指战员违章作业造成的自身伤亡人数占死亡总人数的43.4%。

一、事故原因

分析许多违章作业造成的自身伤亡事故,有意识的违章表现尤为突出。如不佩戴氧气呼吸器入井、进入灾区不带备用呼吸器和氧气瓶、随意脱下呼吸器、灾区单独行动、通过或摘掉呼吸器口具讲话、进入灾区侦察时无侦察探险装备、盲目冒险行动等。救护队的违章作业是造成自身伤亡不容忽视的重要因素。

就救护队违章作业的产生原因而言,安全思想不牢是前提,违章作业是表现,自身伤亡是后果。它既有救护队的日常管理因素,又有救护队指战员本身的心理素质因素,还有一些客观条件的因素。日常管理因素中包括日常的“安全第一”、遵纪守法、按章办事的思想教育,救灾基本理论、基本技能的培训以及从严、从实战出发的训练。人的心理活动决定人的行为,抢险救灾时不仅劳动强度大,而且面对恶劣复杂的灾区环境,恐惧心理、侥幸心理、麻痹心理、情感心理和依赖心理等不安全心理因素也是导致违章作业的主要原因之一。而救护指战员的身体素质、文化程度和救灾装备仪器等也影响着救护队员的行为。

(一) 通过或摘掉口具讲话

为了保障使用口具鼻夹式氧气呼吸器的安全,历次矿山救护法规中都规定:在窒息区工作时,任何情况下都严禁指战员通过口具讲话或摘掉口具讲话。但是,有些指战员在窒息区执行任务时,习惯于通过口具讲话,有时甚至摘掉口具喊话,从而发生中毒或窒息事故。

[案例一] 1989年2月10日,某市救护队3名指战员到蜈蚣窝煤矿启封火区。在启封火区过程中,1名队员因摘掉氧气呼吸器口具讲话而窒息死亡。

1. 自身伤亡事故经过

1989年2月10日,某市救护队安排3小队队长带领2名队员赴蜈蚣窝煤矿启封火区。3人到矿后,下井对5号密闭进行了气体浓度检查:CO无,CO₂为0.3%,CH₄为0.1%。小队长决定将4、5号密闭各打开一个小口,小队长和队员刘某锁风进入灾区侦察,田某在密闭外待机。5号密闭打开后,检测CO无,CO₂为3.5%,CH₄为0.5%。进入50m处检测:CO无,CO₂为4.5%,CH₄为0.7%。这时刘某脱掉氧气呼吸器口具说:“没有一氧化碳,没事。”小队长用手示意刘不要脱掉口具讲话。当他们到1号密闭附近时,检查CO无,CO₂为6%,CH₄为3.5%。刘又一次脱掉呼吸器口具对小队长说:“没有一氧化碳,没事,打开密闭只管进。”小队长再次示意警告他不要脱掉口具讲话。随后俩人打开了1号密闭,到发火点进行检查,确定火已熄灭,2人立即撤出。行至1号密闭墙外45m处时,刘通过呼吸器口具对小队长说:“我有点头痛,休息休息吧!”当刘坐到地下时,头一歪,口具和鼻夹一起脱落。小队长立即给其佩戴口具,但没能戴上,便迅速返回基地请求援助。由于小队长在灾区工作时间较长,体力消耗很大,已无力再返回灾区抢救。基地待机的只有田某,也不能胜任抢救遇难人员的任务。在这种情况下,矿领导立即通知市救护队,并组织人员抢救。刘被救出灾区后,虽经苏生器抢救,终因窒息严重,抢救无效而死亡。

火区密闭打开后,因矿领导和救护队人员忙于抢救队员刘某,对火区没有及时采取有效的安全措施,已经熄灭的火区又复燃。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 队员刘某违反《矿山救护规程》“在窒息区或有中毒危险区工作时, 严禁通过口具讲话或摘掉口具讲话”的规定, 是造成这起自身死亡事故的直接原因。刘在灾区 2 次脱掉口具讲话, 1 次通过口具讲话。当他第一次脱掉口具讲话时, 小队长就警告他不要脱掉口具讲话, 但却没有引起他的重视, 在 CO_2 浓度达 6%、 CH_4 浓度为 3.5% 的情况下, 再次脱掉口具讲话; 返回途中刘又一次通过口具讲话, 导致窒息倒地, 口具鼻夹脱落, 窒息死亡。

(2) 侦察工作严重违反了《矿山救护规程》“进入灾区的救护小队队员不得少于 6 人”的规定, 是造成这起自身死亡事故的重要原因。该救护队到矿下井只有 3 人, 其中 1 人待机, 2 人进入灾区侦察, 没有携带全面罩备用氧气呼吸器进入灾区。因此当队员刘某窒息时, 没有足够的力量进行抢救, 使其窒息时间过长而死亡。

(3) 救护队启封火区, 要组织人员对火区启封计划进行学习和讨论, 制订行动计划和安全措施。该队在执行启封火区任务前, 既没有对火区气体进行取样化验, 又没有制订出启封火区的计划和安全措施, 就盲目地打开密闭进入灾区侦察, 不仅造成自身死亡, 而且导致了火区的复燃。

在窒息区摘掉口具说话或呼喊, 比通过口具讲话的危害性更大。例如, 1983 年 7 月 1 日, 四川省某县地区救护队处理邻水县新镇公社小煤窑瓦斯事故时, 侦察途中, 小队长在灾区因仪器故障昏倒, 另 1 名队员见后惊慌失措, 摘掉口具呼喊“救命”, 发生硫化氢中毒, 2 人丧生。再如, 1988 年 11 月 18 日, 在处理某局王庄矿火灾事故时, 副大队长多次通过口具讲话而中毒。小队长和技术员先后摘下口具向基地人员喊叫: “快拿 2h 呼吸器进入!” 经抢救, 副大队长脱险, 小队长因抢救无效而遇难。

〔案例二〕1983 年 3 月 20 日 10 时 5 分, 某矿发生重大瓦斯煤尘爆炸事故。救护队在抢救中, 造成 2 人死亡, 5 人受伤的自身伤亡事故。

1. 自身伤亡事故经过

1983 年 3 月 20 日 10 时 05 分发生爆炸后, 局救护队先后 5 次进入灾区侦察找人。最后一次在 11111 机巷里 56m 处侦察时, 1 名中队长因身体素质差, 呼吸器鼻夹脱落, 摔倒在巷道中。在旁的 1 名副大队长摘下口具喊话: “拿 2h 全面罩呼吸器来抢救!” 队员把小队的 2h 全面罩呼吸器给中队长戴上得救。副大队长则因吸入 1.5%~3% 的一氧化碳而中毒倒下。闻讯赶来增援的另 1 个小队长把 2h 全面罩呼吸器给副大队长戴上。但增援的小队长因呼吸急促口具脱落而倒下。在其他队员返回井下基地的途中, 又有 4 名队员摘掉呼吸器口具说话及身体差而轻度中毒。经过抢救, 副大队长和增援的小队长终因中毒严重, 抢救无效而死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 《矿山救护规程》规定: “小队进入灾区时严禁通过口具讲话。”而该救护队的副大队长看到中队长氧气呼吸器口具脱落倒下后, 急忙摘下氧气呼吸器口具喊话, 结果因中毒严重而死亡。在处理各类灾害事故的过程中, 必须要有严格的科学态度, 不能单凭感情用事而冒险违章作业, 否则后果是不堪设想的。副大队长脱掉口具喊话是造成自身死亡的主要原因。

(2) 《矿山救护规程》规定: “矿山救护人员在灾区工作一个氧气呼吸器班后, 应至

少休息一个氧气呼吸器班。但在抢救人员需要连续作战时,经指挥员清点人数,了解队员体质情况,并作短暂休整后,可派小队重新进入灾区。”这次自身伤亡是在第五次进入灾区时发生的,当时指战员不仅体力消耗很大,而且精神也比较紧张。增援小队长因救人心切,呼吸急促,致使氧气呼吸器口具脱落,在一氧化碳高浓度的灾区巷道里,严重中毒,抢救无效死亡。另外指战员身体素质差,也是造成这次自身伤亡事故的一个原因。

(二) 随便脱掉氧气呼吸器

在实际工作中,有些救护队因麻痹大意,检查有害气体浓度不大或低于规定数值时,就把呼吸器脱下,当情况发生突变时便措手不及。更有甚者,有些救护队竟在窒息区任意脱掉呼吸器。

[案例] 1984年2月28日17时,某矿咸沙坝井排放1145机巷瓦斯,救护队员不佩用氧气呼吸器就进入高浓度瓦斯区,造成3名队员窒息死亡。

1. 自身伤亡事故经过

1984年2月29日,调度室安排矿救护队排放瓦斯。在没有安全措施、无人负责组织指挥的情况下,小队长带领队员王某、张某于16时8分下井。3人到达现场后,准备一次性排放1145机巷的瓦斯。进入窒息区后,他们没有检查气体成分就启动局部通风机,并在风门外脱掉氧气呼吸器休息。30min后,1名队员佩戴氧气呼吸器,进入回风交叉口用仪器检查瓦斯,发现甲烷浓度很低(上山巷道起坡点向上28m处风筒脱节,虽送风半小时,但新鲜风流不能到达1145机巷迎头,只能从脱节处沿巷道回流,经回风交叉口进入回风流,故此处瓦斯浓度为0.3%~0.5%),就卸下氧气呼吸器放在交叉口处,返回告知在风门外休息的小队长和另1名队员。3人认为通风后瓦斯低,就都没带氧气呼吸器,一齐进入沿巷道检查。当检查到上山起坡点以下不足30m处时,发现风筒脱节。留下1名队员接风筒,小队长和另1名队员继续向上走进行检查。当2人行至距脱节口14.6m时,留下的1名队员已将风筒接好,并把风流经风筒送至1145机巷迎头,将里面高浓度(95%)的瓦斯排放出来。小队长和另1名队员呼吸到高浓度瓦斯后,瞬间就窒息倒地。在下面接风筒的队员,一见此状就松开双手上前救助。但只走了9.6m,也被高浓度瓦斯窒息。直到19时30分,才被从地面入井的3名队员发现,但为时已晚,虽立即供风,就地抢救,终因窒息时间太长,抢救无效而死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 小队在井下基地的新鲜空气地区时,只有经小队长同意,才能将氧气呼吸器从肩上脱下。脱下的氧气呼吸器应放在安全地点,离小队工作或休息的1地点不应超过5m,而且要有站岗队员看守。1145机巷已停风近20天,形成一个严重的窒息区,小队长和2名队员到现场后,没检查气体情况就启动局部通风机,排放瓦斯时又脱下呼吸器,违背有关规定。因此,在灾区不佩用氧气呼吸器是这次自身死亡事故的主要原因。

(2) 按照排放瓦斯措施,矿山救护队要逐项检查,符合规定后方可排放;矿山救护队要组织人员学习措施,并制订自己的行动计划;排放时要有专人检查瓦斯,回风流的瓦斯浓度应符合《煤矿安全规程》的规定。该矿救护队在没有措施、没有人负责组织的情况下排放瓦斯。当送风半小时后,3人一起进入检查,发现风筒脱节也没采取任何措施。因此,排放瓦斯时严重违章作业,也是这次自身死亡事故的重要原因。

(3) 《矿山救护规程》规定:小队进入灾区侦察或作业的人员不得少于6人,并根据

事故性质及需要,携带必要的技术装备。而该小队进入灾区排放瓦斯时只有3人,也未按规定携带必要的技术装备。因此,发生意外后,不但无人抢救,也无人知道,过了约3h,才被前去侦察援救的队员发现,但为时已晚。

(三) 不带或未佩用氧气呼吸器

《煤矿安全规程》和《矿山救护规程》规定,矿山救护队员进入灾区或从事井下安全技术工作时都必须携带氧气呼吸器及相关仪器装备,并按规定佩用氧气呼吸器。如果不带或不佩用氧气呼吸器,根本就谈不上做好抢险救灾和安全技术工作。而有些救护队明知故犯,在处理灾变事故时,行动前没有制订和研究作战计划和安全措施。在组织人员进行侦察时,不佩用氧气呼吸器,也不检查灾区各种有害气体的成分,盲目进入灾区。结果造成自身伤亡,这些教训非常深刻。

[案例] 1979年9月7日,某地区救护队在处理放羊冲煤矿火灾事故时不带和不佩用氧气呼吸器,导致4名救护指战员死亡。

1. 自身伤亡事故经过

1979年9月7日5时,2名工人在四号下山装煤时,随手将煤石灯挂在棚梁上。装好煤推车出井,灯未取走。待2人返回原处时,挂灯处的木垛已起火燃烧。事故发生后,该矿组织人员积极进行灭火,在灭火过程中5人一氧化碳轻度中毒,为此该矿撤出井下人员,停止风机运转,召请地区救护队帮助处理。

地区救护队于15时15分到达事故矿井。由于没能看到图纸,救护队在领取任务时,该矿指导员画着示意图,介绍了矿井情况、着火经过和人员中毒情况,并说:“从进风侧经三号上山可到大巷着火点,这段通风没有问题,人可以进去。”16时左右,救护队由该矿指导员等3人带领入井。救护队除1人在坑口检修氧气呼吸器外,只有6人佩戴氧气呼吸器(救护队书记、1名队员和矿3名工人都未佩戴氧气呼吸器)。救护队背的氧气呼吸器、CO检定器和瓦斯检定器都没有使用。当人员走到四号上山口着火点时,走在前面的周某用手摸着火的木架后说:“火已熄了!”说完便失去知觉,中毒倒下。其他人看见前面有人倒下,便掉头往外跑。背有氧气呼吸器的队员在慌忙中也没佩用。4名队员和维修工跑出井后,大声呼救。风机启动后,该矿的3名就业人员冲进井下,在三号上山附近背出1名遇难人员。跑出井口的4名救护队员作了短时的休息后,佩用呼吸器进入灾区,把其他6名中毒人员抬到新鲜空气地点,交该矿人员陆续运出地面。经医务人员多方抢救除1人脱险,其余6人(4名救护队员、矿方2名)由于一氧化碳中毒时间较长,抢救无效不幸死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 救护队入井灭火时,未佩用氧气呼吸器,导致一氧化碳中毒,是这起事故的直接原因。严重违反“在任何事故情况下,禁止不佩用氧气呼吸器的小队入井”的规定。救护队在入井前,矿领导对灾情及该矿在灭火时5人一氧化碳轻度中毒而昏倒的情况已经说明,但是救护队明知火区一氧化碳已达到对人具有危害的浓度,仍不佩用氧气呼吸器入井,并且还让不戴任何防护仪器的领导及工人一同入井。特别是在处理这次火灾事故时,救护队指挥员竟然与另一名队员不带氧气呼吸器入井,严重违反规定。

(2) 矿井发生火灾等重大事故后,矿山救护队必须首先组织侦察工作,准确探明事故性质、原因、范围、巷道设施、通风、瓦斯等情况,并制订救护队的行动计划,处理事

故的安全措施。救护队指挥员在行动前没有制订和研究作战计划和安全措施,在组织人员进行侦察时,也不安排检查灾区有害气体,并由不佩用防护仪器的该矿人员带领,盲目进入灾区。思想上过于麻痹,是这次事故的一个重要原因。

(四) 进入灾区人数不符合规定或单独行动

《矿山救护规程》规定:“进入灾区的救护小队队员不得少于6人”、“在窒息区工作时,任何情况下都严禁指战员单独行动”。这样规定是考虑到遇上意外情况时,队员之间能够相互照应,及时进行救助,避免自身伤亡。可是不少灾变处理中违反规定,造成救护人员伤亡。

[案例] 1981年12月26日,在处理某矿瓦斯煤尘爆炸事故时,救护队一名副小队长在灾区内单独行动,一氧化碳中毒身亡。

1. 自身伤亡事故经过

1981年12月24日17点左右,某矿发生瓦斯煤尘爆炸事故。26日八点班,直属中队四小队执行搬运222回风掘进头遇难人员的任务。开始顺利地抬出4人,稍事休息后第二次进入。当运送第6名遇难者行至距离新鲜风流150m处时,负责携带2h氧气呼吸器的副小队长,看到自己佩用的4h氧气呼吸器氧气压力只剩下7MPa,加上体力消耗过大便着慌了。他做手势向小队长报告压力情况,要求先出去。小队长示意距新鲜风流不远了,同意副小队长独自先走。当副小队长距离小队20m时,将2h氧气呼吸器放在一块容易看到的矸石上,向外又走了5h,遇到一处冒顶。他翻越冒落矸石时,不慎跌倒,将鼻夹碰掉,因高浓度一氧化碳中毒而失去知觉。10min后,搬运遇难者的队员到达此处,迅速给副小队长佩用2h氧气呼吸器并抢运到新鲜风流中。虽经苏生抢救,但因中毒严重而牺牲。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 在灾区内,副小队长要求一个人先出去,小队长竟然违犯“小队在窒息区工作时,救护队员相互距离必须保持在彼此能看到或听到音响信号的范围内。在任何情况下,严禁单独行动”的规定,同意副小队长先走。由于副小队长单独行动,因此在灾区遇险后,无人能够及时抢救,造成一氧化碳中毒死亡。这是这次自身伤亡事故的直接原因。

(2) 救护队进入灾区侦察和从事救护工作时,要保留5MPa气压供返回途中万一发生故障时用。副小队长认为自己氧气压力低,加之体力消耗过大,并考虑到距新鲜风流较近,因此急于要求单独离开灾区,这种要求是没有依据的。副小队长的氧气呼吸器当时还有7MPa,完全可以正常退出灾区,即使氧气压力不足,也可以更换2h氧气呼吸器,安全撤出。所以,副小队长不能理智地决定自己的行动。

(3) 222回风掘进工作面灾区距离长达450m,一氧化碳浓度为1.5%~2%,甲烷浓度在10%左右,加上灾区巷道支架全部垮塌,搬运遇难人员工作要在冒落巷道中进行,这些不利条件直接威胁着救护队员的自身安全。在此之前,已有2名救护队员在该巷道执行任务时出现一氧化碳中毒现象,但是没能引起指挥人员的重视,违背了“确知人员已经牺牲时,必须先恢复灾区通风,再进行处理”的规定。如果恢复通风以后,再搬运遇难人员,此次事故完全可以避免。因此,指挥部当班救援任务安排不当,也是这次事故的一个重要原因。

(五) 违反纪律实施个体救护

[案例] 1996年9月5日23时40分,某局救护中队队长,严重违章违纪,擅自前往

高桥矿处理火灾事故时,造成自己死亡,教训极为深刻。

1. 自身伤亡事故经过

高桥矿因发生火灾将井口封闭,1996年7月启封后,发现井下巷道失修严重,且一道巷十字头处冒灰。9月5日发现井下有烟雾。矿主向救护队求援,中队长和一名副小队长既没有汇报,也没有带小队就带了一台呼吸器和一台自救器前往。

到事故矿井后中队长让矿主借来甲烷检测器和一氧化碳检测器,因没有一氧化碳检测管,又回队取来10支。副小队长有所顾虑地问呼吸器检查没有,中队长说检查了、没问题。把井口打开一部分,烟雾很大,检查一氧化碳浓度为0.05%,甲烷浓度2%,中队长佩用呼吸器入井,让副小队长留守地面。下井联系信号采用在中队长的灯带上系黑皮电线向下走,副小队长负责放线,拉三下向上收回电线。当中队长下井行至30m时,副小队长让中队长检查气体,中队长大约停留4min,继续下行直到第一个十字路口(当时准备的黑皮线仅到第一交叉口长度)。大约停留40min左右,副小队长感到手中的电线拉动三次,于是开始收线,收了20m时,突然用力也拉不动线了,松了一下,又开始往上拉,并感到很轻,当时副小队长认为中队长走得快,其结果只拉出了一个线头,电线断了,1min后听见井下中队长在喊,但听不清喊话内容,副小队长赶紧打开自救器,由于匆忙把自救器拉坏了,于是又采用开动局部通风机向下送风,并叫矿上二人下井抢救,二人用湿毛巾堵住口鼻下去了,10min后,又叫矿主派一个人下去,并交待不管怎样见到中队长后上来说一声。又过了10min,井下人说中队长已不行了,见到他时口具脱落,掐人中也没有反应。

救护队9月6日凌晨2点半赶到事故矿井时,中队长已从井下运出,抢救无效死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 中队长使用的氧气呼吸器是一个请假多天队员的仪器,事后经全面检查,正负压不合格,仪器不气密;仪器排气过早;氢氧化钙可能失效。因此,佩用不合格氧气呼吸器,在灾区吸入有毒有害气体,导致慢性中毒,造成体力下降;加之仪器排气早,补气频繁,造成氧气压力下降快,在返回20m时氧气压力已消耗尽,不得不脱掉口具呼救,吸入大量有毒有害气体,促使中队长中毒死亡,这是这次事故的直接原因。

(2) 违反《煤矿救护规程》及事故出动程序的要求,没按照不少于6人的战斗小队带齐装备的要求行事;井口更没足够的待机人员及急救器材,而是死者一人下井,背的还不是自己的呼吸器。严重违章违纪是本次伤亡事故的主要原因。

(3) 作为一个中队长,不能自觉地遵守和接受监督,反而成了严重违章违纪的带头人。忽视了思想政治教育,成了拜金主义的追随者。

(六) 不带探险装备进入灾区

《煤矿救护规程》规定:进入灾区侦察,必须携带必要的装备。视线不清时应用探险棍探测前进,队员之间要用联络绳连结。有的救护队麻痹大意,在复杂的救灾环境中仍然不以为然,结果导致自身伤亡。

[案例] 1981年10月2日20时30分,某局救护队驻焦坪矿区中队,进入灾区不携带和使用探险装备,走错路线,致使5人中毒死亡,1人重伤。

1. 自身伤亡事故经过

1981年10月2日20时30分,两个救护小队到达烈桥煤窑后,进入一号巷探查,发

现着火点已冒顶,温度 42℃。两队在一号巷垒砖闭一个,40min 完成。为了彻底隔绝火区,10月3日3时,调动3小队在与火区相通的二号巷打荆笆闭。施工时将人员分成两组,穿插进行。在未拉引路线的情况下,第一组共5人首次进入,15min 完成了预计工作量,安全退出。第二组由小队长带领,共6人在巷道两帮各打柱一根。到约定时间后,未见返回。在井下基地待机的2名救护队员前去看,只见柱子已打好,预计工程量已经完成,但未见人员返回。在煤窑工人配合下,队员拉上引路线寻找,在距2号巷道口以西40m处,发现5名生命垂危的队员。接着又在岔口附近发现另1名队员,正伏在地上向前来救护的人摆灯。营救人员先把这名摆灯的队员抬上来,后又将其他5人陆续抬出。但这5人因一氧化碳中毒严重,经多方抢救无效而死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 救护队进入灾区时,应携带探险绳等必要的装备,并且要规定返回的时间,并用灾区电话与基地保持联络;在巷道交叉口要设明显的标志,防止返回时走错路线。而由小队长带领的第二组进入灾区侦察并执行任务时,一是未用灾区电话与井下基地保持联系,二是将引路线绳放在地面不用,三是在巷道交叉口不设明显标志。因此,在完成预定的工作量后,出来时走错了方向,6人也走散,结果5名队员在窒息区内中毒牺牲。进入灾区不携带探险装备,是这次自身伤亡事故的主要原因。

(2) 矿山救护队处理火区时,要制订行动计划和安全措施。而该队既没有取样化验分析,又没有制定安全措施,在未向局救护队请示汇报的情况下擅自进行处理。这是造成5名队员牺牲的重要原因。

(3) 矿山救护队在高温区进行工作时,应采取降温措施以保证矿山救护队的安全。而该队指挥员违背了这一原则,明知进入火区工作温度高、湿度大,未采取任何降温措施和限定工作时间的情况下,竟然让队员进入工作,指战员在高温区集体中暑,口具脱落,一氧化碳中毒死亡。

二、预防措施

矿山救护队出现的各种违章作业现象,反映了救护队的日常管理松懈和训练工作存在薄弱环节,没能实行严格的军事化管理,指战员业务技术素质低,对救灾工作的复杂性缺乏认识,存在着侥幸心理。

预防违章作业的根本途径,就是加强安全思想教育、严格管理,严格训练,认真落实责任制。救护指战员必须熟悉并掌握有关救护法规的内容,在实际工作中严格贯彻执行。每个救护指战员都应自觉遵守有关安全法规,并有权利制止任何人的违章作业。

(1) 救护队进入灾区前,指挥员必须认真组织进行战前检查,防止仪器存在故障而不能及时发现。每个指战员既要为自身安全负责,也要为整个小队负责,通过进行严格的战前检查,确保装备仪器性能完好。

(2) 矿山救护队在进行抢险救灾工作时,进入灾区的小队人员不得少于6人,必须携带全面罩呼吸器和氧气瓶等必要的技术装备和配件,并按规定佩用氧气呼吸器。在窒息区或有中毒危险区工作时,小队长应使队员保持在彼此能看到或听到信号的范围内;任何情况下都不允许指战员单独行动。

(3) 小队井下新鲜空气地点待机或休息时,氧气呼吸器应放在附近的安全地点,

离待机或休息地点不应超过 5m, 而且要有队员看守。要对风流可能产生的变化情况预先进行分析, 防止发生风流逆转造成救护人员措手不及。

(4) 佩戴负压氧气呼吸器时, 严禁通过口具讲话或摘掉口具讲话。出现突发意外时, 要沉着冷静, 采用正确的方法进行救助。平时要加强更换氧气瓶和全面罩呼吸器的训练。

(5) 侦察时, 井下基地设待机小队, 并用灾区电话与侦察小队保持不断联系。只有在抢救人员的情况下, 才可不设待机小队。如果侦查小队没有按时返回或通讯中断, 待机小队应立即进入救援。

(6) 灾区巷道内存在烟雾、视线不清或条件复杂时应用探险棍探测前进; 小队进入时应铺设引路线或在巷道交叉点设立明显标志, 队员之间要用联络绳连结, 以免走散而出现意外。

(7) 为保证重大事故井下抢救工作的顺利进行, 应在靠近灾区的安全地点设立井下基地, 并选派具有救护知识的人员担任基地负责人。

(8) 救护队必须加强安全思想教育, 全面实行严格的军事化管理, 认真完善和落实各种规章制度, 培养指战员的高度组织纪律性, 养成遵纪守法, 服从命令, 听从指挥的良好习惯; 真正做到令行禁止, 政令畅通, 培养一支政治合格、技术过硬、执行命令坚决的队伍。

第三节 指战员身体素质差造成的事故及预防

矿山救护队是处理灾变事故的主力军, 救护指战员素质的强弱直接影响着抢险救灾工作的开展, 影响着救灾决策完成的速度和质量, 对救灾成败起着重要作用。良好的身体素质是适应救灾需要, 安全完成抢险救灾任务的最基本保证。

一、事故原因

救护队指战员如果身体素质差, 就不能满足高强度、大劳动量的抢险救灾工作, 在恶劣环境中难以完成救灾任务, 而且可能造成自身伤亡。据统计, 1949~2005 年 10 月, 救护指战员因身体素质差在抢险救灾中造成自身伤亡的占死亡总人数的 3.7%。

[案例一] 1969 年 7 月 24 日, 某局救护队在处理狼尾沟矿二水平火灾事故中, 救护队副中队长因为身体素质较差而不幸牺牲。

1. 自身伤亡事故经过

狼尾沟矿由于二水平配电盘爆炸引起木支架着火, 造成多人伤亡。救护队赶到时, 火已蔓延到井口。为了掌握灾区情况, 副中队长带领 1 个小队由回风井进入侦察。由于回风巷的塌陷, 进入灾区的通路只有箕斗井。次日 6 时左右, 井筒温度降至 40℃ 时, 救护队又开始了行动, 一路仍由副中队长带领 1 个小队由箕斗井下去, 后来, 副中队长身体支持不住晕了过去, 脱掉了口具。由于小队未带 2h 呼吸器和自救器, 不能实行互救, 只能派人升井取 2h 呼吸器和担架。在现场的人员虽然采取塞口具、按手动补给的方法抢救, 均未奏效。终因中毒严重而死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 该副中队长身体素质较差、精力不足, 是造成这次伤亡的最主要原因。23 日晚

进入回风巷侦察,消耗了很大的体力,本应很好地休息,但因要整修氧气呼吸器,休息时间很短。体力尚未恢复又进入灾区侦察,造成此次事故。

(2) 没有按规定携带齐小队装备。小队未带 2h 呼吸器和自救器,以至于失去应急抢救的机会。

〔案例二〕1959 年 6 月 12 日,某矿救护队,在本矿二号井的回风井探测水位时,1 名队员因身体虚弱而窒息死亡,另 4 名队员在抢救时也窒息死亡。

1. 自身伤亡事故经过

由于东翼回风井水位上升,二号井通风不良,瓦斯积聚,决定由救护队检查水位上涨情况。6 月 12 日早 7 时 30 分,队长要队员王某一起去回风井。王说自己正患泻肚。队长也没说什么,两人到回风井下到第五贯眼处,检测到甲烷浓度为 7%,二氧化碳浓度大于 10%。2 人佩用氧气呼吸器继续向下走,到第七贯眼处发现水位上涨到七贯眼下 2m 处。测完水位后即返回,王在前,队长在后,相距 1~2m。行走约 8~10m,王突然跌倒,口具脱落。队长立即上前给其戴口具,但因牙咬得很紧戴不上,就用毛巾将口具捆在王嘴上后,跑到井上求救。救护队副队长得知后,慌忙派 4 名队员佩戴氧气呼吸器及抢救装备救人。4 人行至五贯眼时,将苏生器、氧气瓶放在此处;在七贯眼将王抬至六贯眼下 15m 处时,4 人全都倒下。在五贯眼观察安全的一人看到后,向上跑去报信。救护队副队长听了事故情况后,佩用氧气呼吸器到现场看了一下。当发现自己的氧气压力不足时,便立即往井上跑,请求矿务局救护队援助。中午 12 时,局救护队将 5 名队员抬出井口时,虽经多方抢救,但因窒息时间过长而死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 这次自身死亡直接原因是由于队员王某身体虚弱,带病从事救护工作而造成的。事后检查他的氧气呼吸器时,发现唾液盒含胶管内血迹,表明他是带病勉强下井,由于身体虚弱在坡度大的井巷中工作时产生虚脱现象,失足倒地窒息死亡。

(2) 救护队员在进入灾区工作前,要把自己身体的不正常情况及时报告队长。下井前王某告诉队长自己患泻肚了,但没说明身体虚弱到什么程度。队长对患病的队员没能尽到关心爱护的职责,使之带病工作,是造成王某伤亡的主要原因。

(3) 《煤矿救护规程》规定:“进入灾区的救护小队队员不得少于 6 人”。而该队进入窒息区探测水位时,只有两人进入灾区检查。发生事故后,另 1 人就难以进行有效的抢救。这是造成自身伤亡事故的重要原因。

(4) 安排 4 名队员救人时,指挥员既不带队下井也没有指定负责人,对灾区情况和注意事项也不作出说明和安排。致使 4 名队员在抬运人员时,行进了 23m 即先后倒地窒息。队长在组织指挥上的失职和救护队员身体素质及业务技术水平差,导致参加抢救的 4 名队员死亡,是造成事故扩大的重要原因。

二、预防措施

救护工作的特殊性要求指战员的身体状况必须能够适应艰苦环境,当身体不适或者身体有病时则不能进入灾区工作,以免扩大事故。指挥员应关心和掌握队员的身体状况,科学安排救护力量,合理确定工作量,保证救灾工作的安全进行。

1. 选拔新队员必须严把身体素质关

《矿山救护规程》对矿山救护队员的身体条件作了明确规定,救护队必须按照规定,坚持原则进行严格选拔新队员,这是搞好抢险救灾工作的基本条件,也是避免救护人员自身伤亡的重要保证之一。对于不合格人员,宁缺毋滥。新招收的矿山救护队员身体必须符合矿山救护队员标准,并经过培训、考核、试用,取得合格证后,方可从事矿山救护工作。

2. 强化体质训练

救护指战员必须有强健的体质,在处理事故时,才能在复杂艰难的条件下完成救援任务。因此,强化救护指战员的体质训练,是杜绝救护队自身伤亡的重要措施之一。救护队必须从难、从严、从实战需要出发,加大日常体质训练强度并使之成为自觉行为;特别要坚持高温浓烟演习和耐力训练,以适应复杂的救灾环境。只有平时多流汗、战时才能少流血。

3. 定期对救护指战员进行身体检查

矿山救护队指战员每年应进行一次身体检查,对身体不合格或超龄人员,必须及时调整并妥善安排,并使35岁以下的队员经常保持2/3以上。救护大队应建立稳定的救护指战员进出机制,使救护队伍始终保持年轻化,对患有疾病和身体条件不能胜任救护工作的人员,严禁继续从事矿山救护工作。

4. 矿山救护队在应急救援时的注意事项

(1) 指挥员必须注意队员的身体状况,尤其身体相对较弱的队员,合理布置安排工作,团结互助,发挥集体的力量和智慧,安全完成救灾任务。同时,要利用一切可能的条件,改善工作环境,减轻指战员体力消耗,切忌采用人海战术和打疲劳战,严禁带病工作,切勿超出自身能力盲目进行救援。

(2) 救护指战员在灾区遇有身体不适时,要沉着冷静,及时通知队长或队友进行求救。发现有队员身体不适时,全小队必须立即撤出。

(3) 救护指战员工作一个呼吸器班后,必须按照规定进行休息,确保体力的恢复后,才能重新佩戴氧气呼吸器工作。

各级领导要关心爱护救护人员的身体状况,合理调动救援队伍;在保证安全救援的前提下,安排救护人员当班的工作量,切勿以正常的生产工作环境来布置安排灾区工作。救灾工作中,指战员付出的体力消耗和所承受的困难是常人无法想象的。只考虑完成救援任务,不考虑指战员身心的承受能力,脱离实际的强制命令是不可取的。

第四节 技术措施不当造成的事故及预防

矿井发生灾变事故后,加强抢险救灾的组织与指挥,是迅速有效处理矿井事故的关键,也是杜绝救护队自身伤亡的一个重要环节。救灾过程中,由于灾变处理技术措施不当,不仅达不到有效救援的目的,反而会扩大事故,并且造成救援人员的自身伤亡。据统计,1949~2005年10月,由于技术、组织措施不当造成救护指战员自身伤亡占死亡总人数的15.1%。

一、事故原因分析

(一) 技术措施不到位

[案例] 1975年11月9日,某矿务局权台矿321工作面发生冒顶事故,矿救护队在

抢救人员时,由于技术措施不当,不进行临时支护,被采空区涌入的煤、矸埋住2人,其中1人牺牲。

1. 自身伤亡事故经过

321工作面由于地质变化,采用以掘代采及房柱式等采煤方法。11月9日中班,1名采煤工与爆破工进入二斜巷内装药时,突然碎矸、煤从采空区涌出,顶板也发生冒落,2人全身被埋。副班长及采煤工人立即进入抢救。

19时10分,矿救护队由队长率6名队员出动。19时25分,3名先到的队员抵达事故地点。他们既没等队长,也没研究抢救方案及措施,2名队员立即进入抢救。其余的队员及矿领导等陆续赶到现场。2名队员互相配合,很快将爆破工扒出。正在抢救另1名被埋工人时,从采空区突然涌出大量碎煤、矸,7名参加抢救的人员全部埋住。经奋力抢救,4人先后脱险,3名采煤工和1名救护队员终因抢救无效而死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 救护队在处理冒顶、抢救被埋人员时,技术措施不当,未对空顶和冒落地点进行支护,是造成这起自身伤亡的直接原因。对于被埋、被堵的人员,应在支护好顶板的情况下,用掘小巷、绕道通过冒落区或清理塌落物方式接近。不管采用哪种方法,都要架好临时支架。救护队在进入事故地点扒人时,应首先支护好顶板,防止继续冒落,以确保被埋及抢救人员的安全。此次事故中救护队却急于救人,未采取这些技术措施。当采空区煤矸再次大量涌出时,造成事故扩大,并导致4人(其中1人为救护队员)死亡。

(2) 事故发生后,现场无人统一指挥。救护队在处理事故时,既未制订行动计划,也未研究安全措施,是造成这起自身伤亡事故的另一个重要原因。由于没能进行临时支护等防止垮落措施,当煤、矸从采空区迅速涌入事故地点时,由于无思想准备及安全防范措施,所以束手无策,无法脱身,从而扩大了事故。

(二) 技术措施实施不当

矿井发生事故后,矿山救护队在组织抢救的过程中,必须按照规定的技术程序实施每一项具体工作。如发生火灾后,救护人员用水直接灭火时,水流不要对准火焰中心,而应从火焰的外围喷洒,随着燃烧物温度的降低,逐步逼向火源中心。灭火时要有足够的风量,使水蒸气直接排入回风道。但是,有的救护队在用水扑灭火灾时,由于措施不当,将水流射向火焰中心,或打钻向火源灌水,或灭火时风流不畅造成水煤气爆炸导致救护人员伤亡。

[案例] 1966年12月15日,辽阳烟台煤矿救护队在处理该矿东六坑自燃火灾时,由于灭火技术措施不当,造成水煤气爆炸,致使4人死亡。

1. 自身伤亡事故经过

1966年12月15日10时多,在八片二井密闭内发现明火。矿几名技术人员立即到火区地点察看火情,发现木段密闭已被火烧坏,密闭内有明火。决定采用注水方法,把明火灭掉后再封闭。救护队负责分班注水,每班4人;坑口配备辅助人员,配合工作。18时,救护队人员和坑口辅助人员入井后,首先在被火烧坏的密闭外又建了一道木板密闭,18时20分打开水龙头开始向火区注水,注水时间约30min,突然听到轰的一声响,密闭内发生了爆炸,大量的水蒸气迎风喷出,当即伤亡多人。经抢救无效4人死亡(其中救护队1人),重伤14人。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 这次事故处理失败的主要原因是: 直接向火点洒水, 产生大量水煤气。违反了救护队在用水直接灭火时, 水流应从火源外围喷射, 逐步逼向火源中心, 逐渐消灭火源的规定。

(2) 用水灭火时, 为了防止水煤气爆炸, 必须要有充足的风量和畅通的回风巷。而在处理这次事故中, 对注水后产生的大量水蒸气和其他有害气体如何排出, 以及密闭内存在明火能否导致事故扩大缺乏考虑。另外, 火区回风侧冒落严重, 在灭火前救护队又在入风侧打了1道板闭, 使火区与外界隔绝。致使注水后产生的大量水蒸气及密闭内其他有毒有害气体不能排出, 造成爆炸事故。

(三) 技术措施运用不当

在处理事故时, 技术措施的运用要能够最大限度地减少人员伤亡、缩小灾区、加快抢救进度。特别是处理矿井火灾时, 救护队不能正确运用通风技术手段, 违背救灾要求, 则会造成自身伤亡事故。

[案例] 1981年11月17日, 某矿务局马田矿艾和田井因爆破引起煤与瓦斯突出, 后又导致矿井火灾。救护队在处理事故时, 由于通风技术措施不当, 发生瓦斯爆炸, 爆破11人死亡(其中救护指战员9人), 3人重伤。

1. 自身伤亡事故经过

1981年11月17日6点45分, 马田矿艾和田井南226采区一3石门爆破时, 发生煤和瓦斯突出。突出煤800t, 堵塞巷道215m, 涌出瓦斯约4万 m^3 。大量瓦斯沿串联风路扩散。在+20m底板运输巷6号交叉点遇电机车火源发生燃烧。

事故发生后, 工区辅助救护队立即下井进行抢救。矿救护队值班小队7点零八分赶到井口, 未见任何领导, 也不询问事故情况, 就同当时从井下出来的3名辅助救护队员一起下井。在+90m一横洞交叉口, 检查一氧化碳浓度0.4%, 甲烷浓度大于10%。全小队7人进入到+80m水平往下20m处发现一名受伤人员, 将人员救出; 第二次进入灾区, 在+60m甩道交叉口救出两名受伤人员。矿救护队在向调度室汇报现场情况后, 又第三次进入灾区, 在+20m底板运输巷5号交叉点同工区辅助救护队汇合。两队向2号交叉点行进中, 突然发生瓦斯爆炸, 死亡11人(救护队指战员9人, 技术员2人), 重伤3人。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 在处理这次火灾事故时, 救护指挥员未采取措施加大灾区风量, 以降低风流中的瓦斯浓度, 并将其控制在没有爆炸危险的范围内; 发现瓦斯浓度高且有一氧化碳存在时, 指挥员不仅没有立即撤出灭火人员, 采取相应安全措施, 还第三次组织救护队进入灾区。

(2) 工区辅助救护队与矿救护队先后下井, 灾区瓦斯从燃烧到爆炸的时间为95min。期间, 对事故不作认真分析, 没有制定具体的抢救方案和安全措施, 缺少统一指挥。如果现场指挥员能根据突出的具体情况, 采取措施, 加大灾区风量, 降低风流中的瓦斯浓度, 可以避免扩大事故。

(3) 矿救护队到达事故矿井, 没有询问事故性质, 就盲目下井。两个队进入灾区都没有100%的瓦斯检定器, 不能随时准确地掌握瓦斯变化情况及含量, 指导抢救工作。

(四) 技术措施组织不力

在处理事故的过程中,一旦制定了技术措施,就必须组织按照措施严格执行,确保措施实施的科学性、严肃性和时效性。如救护队在对封闭的火区进行启封前,应在锁风的情况下进行详细侦察;启封火区时,要采取逐段恢复通风的方法,认真检查各种气体浓度和温度变化情况。有复燃危险时,必须立即重新封闭火区。采取锁风措施不当造成复燃,则会引发新的事故。

〔案例〕1970年7月16日,抚顺局龙凤救护队启封胜利矿501—1号火区时,在进行火区侦察时,将密闭打开一个洞,但进入后未及时封上,没有采取锁风措施。恢复灾区通风时,不仅未一段一段地进行,还带风接风筒。更为严重的是,间隔了3h才将风筒接到位置。由于长时间向灾区供氧,使火区死火复燃并发生瓦斯爆炸,6人死亡。

(五) 技术措施制定缺乏科学性

在制定抢险救灾技术措施时,必须充分考虑现场实际情况,依据《煤矿救护规程》,依靠科学,确保措施制定的可靠性和安全性。如救护队采用隔绝法封闭火区时,应先建造临时密闭墙,然后建造永久密闭墙。在有瓦斯、煤尘爆炸危险时,还应设置防爆墙。在防爆墙的掩护下,建立永久密闭墙。思想上不重视,不按要求执行,就容易发生伤亡事故。

〔案例〕1958年11月14日,四川省南桐矿救护队封闭火区时发生瓦斯爆炸,1名队员牺牲。

1. 自身伤亡经过

1958年11月14日2时30分,四川省南桐煤矿二井417(急倾斜)采空区因自然发火引起瓦斯爆炸。该矿救护队对火区采取封闭措施进行处理,即在火区进、回风侧先建 4m^2 左右的沙袋防爆墙,再建永久密闭墙。沙袋墙于15日6时前建好。当救护队在418石门处(巷道断面为 9m^2)建永久密闭掏槽时,火区又发生瓦斯爆炸,将防爆墙顶部炸开 3m^2 的缺口,掀走砂袋160多袋,1名队员丧生,1人重伤,轻伤2人。

2. 自身伤亡原因分析

据分析,矿山救护队在封闭火区时,所采取的技术措施不当:一是封闭火区时,按照规定先设置防爆墙(该矿当时被定为超级瓦斯矿)、再建永久密闭。但救护队在设置砂袋防爆墙之前却先建板闭;二是不从实际出发确定防爆墙的厚度,418石门断面大(9m^2 以上),但此处防爆墙厚度仅为4.5m,达不到抗爆的承受力。而在其他地点建的防爆墙,其厚度虽为4m左右,但由于巷道断面小,发生爆炸后砂袋墙完好无损。

(六) 未制定安全技术措施

事故抢救过程中,针对灾区内的变化情况,要制定适时的技术措施,确保每一步行动的安全。如在密闭的火区中,如果发生爆炸,破坏了密闭墙,不采取安全措施或采取措施不当,救护队前往恢复密闭墙或探险时极易发生伤亡事故。

〔案例〕1995年9月25日12时20分,石嘴山矿务局二矿2323运输巷停掘工作面自然,在抢险救灾过程中发生重大瓦斯爆炸事故,死亡8人,重伤1人。

1. 自身伤亡事故经过

事故发生在二矿23采区第二亚阶段南翼二层煤2323运输巷停掘工作面。9月25日0时44分,发现巷道距迎头17~26m段顶板出现少量烟雾,没有发现明火。由于无法进行直接灭火,指挥部决定建造板闭封闭火区,并备运防爆材料施工防爆墙。

6时40分,板闭施工完毕,将该掘进头封闭。此时闭内气体浓度: CH_4 为2.4%。

CO₂ 为 1.4%，CO 为 0.05%，温度 26℃。7 时 08 分，现场报告板闭内发生瓦斯爆炸，板闭被鼓开。指挥部决定由副指挥会同矿安监处长、副总带领两个救护小队赶赴现场抢险救灾。为防止灾害扩大，加速备料，在板闭外侧 3m 左右处施工防爆墙，继续封闭火区。10 时 30 分，救护队在无监控瓦斯技术手段的情况下，开始施工防爆墙。12 时 20 分，在防爆墙即将收尾时再次发生瓦斯爆炸，防爆墙和墙外巷道棚子被推垮，发生冒顶，埋压 9 人。

13 时 58 分，被埋的 9 人中，有 1 名被救脱险，其他 8 人遇难（其中救护队员 7 人）。

2. 自身伤亡原因分析

（1）违背了“密闭的火区中发生爆炸密闭墙被破坏时，严禁派救护队恢复密闭墙或进行探险，应在较远的安全地点重新建造密闭”的规定，是造成这次伤亡事故的直接原因。

（2）在高瓦斯区采用板闭停风灭火措施是不适宜的，停风引起瓦斯积聚，使灭火问题复杂化。灭火措施不当，引起瓦斯积聚是这次事故的主要原因。

二、预防措施

进行抢险救灾工作时，全面了解掌握灾情，制定方案正确，安全措施得力是圆满完成救援任务的重要前提。因此，指挥部在制定救灾方案时，一定要根据客观情况，认真分析事故发生的主要原因、事故的基本性质、事故地点的条件，以及事故发展的趋势；充分考虑救援过程的人力、物力能否满足救援工作的需要；还应预测事故发展将可能造成不良后果的因素以及应急措施。矿山救护队在处理事故时，一定要认真研究和制订自己的行动计划和安全措施。

1. 遵循客观规律，科学指挥抢救

矿井发生灾变事故后，加强抢险救灾的组织与指挥，是迅速有效处理矿井事故的关键，也是杜绝救护队自身伤亡的一个重要环节。指挥部应按照客观规律，科学地组织与指挥矿井的抢险救灾工作。

2. 每个矿井必须编制矿井灾害预防和处理计划和应急预案

由于煤矿生产条件复杂、情况特殊，每个矿井都应根据《煤矿安全规程》的规定，编制《矿井灾害预防和处理计划》和应急预案，在搞好矿井灾害预防的前提下，根据矿井自然灾害因素和可能出现的事故，预先制定处理各种灾害的措施办法和行动计划，并认真组织进行演练。当矿井一旦发生事故时，就可作为处理事故、抢救人员的行动纲领，避免指挥失误，以便及时消除灾害或防止扩大事故。这是避免受灾矿井各级领导在忙乱中违章指挥的一条重要措施。

3. 矿井各级领导必须熟悉矿山救护的基本知识和战术指挥原则

矿井的各级领导，如果不熟悉矿山救护基本知识和战术指挥原则，一旦发生事故，就可能决策失误。因此应通过培训学习，了解矿山救护队的工作性质，掌握处理矿井各种灾害事故的行为原则和安全技术措施。

4. 提高矿山救护指挥员救援指挥能力

通过培训提高救护指挥员的技术、管理和指挥水平，在确保救护队自身安全的前提下，根据事故处理方案提出科学的救护行动计划，正确、灵活地进行救援指挥。要坚持救

护指挥员的任职条件,保证救护指挥员的质量。在救灾工作中,救护指挥员应严格履行职责,对救护队抢救工作具体负责。

5. 提高救护队业务技术理论水平

矿山救护队应在搞好日常技术管理工作的前提下,对处理矿井各类事故的行动原则、技术措施进行系统的学习,熟练地掌握各项规定,在抢险救灾中认真贯彻执行,杜绝事故发生时技术上的失误。要结合矿井救护的实例,在指战员中进行通风理论的学习和研究,熟练掌握灾变处理的通风控制技术,以保障救护队的自身安全和救灾时对通风的要求。

6. 推广使用新技术和新装备

随着时代的发展,依靠科技进步,推广使用灭火、灾区通讯、检查化验新技术和新装备,改善救护手段,提高应急救援能力,是杜绝救护队自身伤亡事故的有效途径。

第五节 指挥不当造成的事故及预防

矿井发生灾变事故后,加强抢险救灾的组织与指挥,是迅速有效处理矿井事故的关键,也是杜绝救护队自身伤亡的一个重要环节。据统计,1949年至2005年10月,由于受灾矿井的各级领导违章指挥造成的救护队自身死亡占救护队总死亡人数的12.4%。在矿山应急救援工作中,应当特别注重以人为本的理念,首先保证救援者的安全,然后才是抢救遇险者。

一、事故原因

(一) 指挥灭火不当

矿井火灾事故处理难度较大,特别是组织直接灭火时必须掌握灾区内气体的变化情况,当无法确定有无瓦斯爆炸危险时,严禁救护队冒险灭火。

[案例] 1983年4月11日,某局救护队在处理坪湖矿3115掘进工作面火灾过程中,由于领导违章指挥,在第五次冒险进入独头巷道洒水灭火时,发生了瓦斯爆炸事故,死亡25人,伤16人,其中救护指战员死亡11人,伤10人。

1. 自身伤亡事故经过

事故前,3115掘进工作面已掘547.4m。11日0时53分,因爆破导致瓦斯燃烧。为了扑灭火灾,救护队第一次进入该巷侦察,行进到第二部刮板输送机中段时,因烟雾大而停止前进,退出后建议采取封闭措施。第二次进入该巷侦察时,发现掘进头烧掉了1节风筒,有1个炸药箱在火边处,里面有炸药雷管,温度为40℃,瓦斯为5.7%。第三次,救护队按照领导下达的抢炸药的命令,进入该巷将炸药运出。这次冒险成功后,矿领导又违章指挥,命令救护队第四次进入灾区灭火。退出灾区后,救护队汇报了该巷的火情:火源离掘进迎头40多m,烧棚处的瓦斯浓度为8%~10%,温度45℃,棚顶有1尺厚的青烟。这说明暗火还是存在,并且有扩大的可能。但是,在井下指挥灭火的局、矿领导,当听到发火点附近有1根水管破了,形成水幕,未发现明火的汇报后,便认为火已经熄灭。1名正在井下指挥灭火的副矿长竟向地面调度室打电话,提出可以恢复生产。为了给恢复生产创造条件,他们不考虑发火巷道中存在的隐蔽火源,不考虑风筒烧断后巷道迎头形成盲洞积聚了大量的瓦斯,又同意救护队第五次进入该巷接胶管,到掘进迎头洒水灭余火。第五

次进入时,驻矿救护队队长先带领队员拿扳手、斧子、胶管进去。约20min后,局直中队技术人员又带人进入接应。11日6时零3分,在洒水灭独头巷道的余火时,发生了瓦斯爆炸,导致这次自身伤亡事故的发生。

2. 自身伤亡原因分析

(1)《煤矿救护规程》规定:矿山救护队到达井下,已经知道发火巷道有爆炸危险,在不需救人的情况下,指挥员不得派小队进入火源地点冒险灭火或探险。在救护队处理3115独头巷道火灾时,第2次进入灾区,检查温度为40℃,瓦斯浓度达5.7%,并发现装着炸药雷管的箱子在里面。在随时都有爆炸危险的情况下,矿领导下达了冒险进入灾区抢炸药的任务。冒险抢救成功后。矿领导又违章指挥,再次组织救护队进入500多m的灾区直接灭火。救护队第4次进入灾区时,测得瓦斯浓度为8%~10%,温度45℃棚顶有较厚的青烟,暗火随时有蔓延扩大的可能。在这种情况下,局、矿领导又指挥救护队第5次进入洒水灭余火。这几次的冒险行动都是违章的。因此,违章指挥是造成这次自身伤亡的主要原因。

(2)《煤矿救护规程》规定:平巷独头巷道迎头发生火灾,瓦斯浓度不超过2%时,要在通风的情况下,采用干粉灭火器、水等直接灭火。灭火后,必须仔细清查阴燃火点,防止复燃引起爆炸。3115机巷风筒烧断后,巷道迎头成了盲巷,积聚了大量的瓦斯,在烧棚处测得瓦斯浓度8%~10%,在高浓度的瓦斯巷道里洒水时,余火露出,引起爆炸。这是造成这次自身伤亡的直接原因。

(3)《煤矿救护规程》规定:矿井发生重大事故后,必须立即成立抢救指挥部,矿长任总指挥,矿山救护队长为指挥部成员。在处理这次火灾事故时,很长时间才成立井下临时指挥部,且多头指挥并没有认真研究灭火方法,这是造成这起自身伤亡的一个重要原因。

(4)《煤矿救护规程》规定:井下基地应设置在尽量靠近灾区、通风良好,运输方便,不易受爆炸直接冲击的安全地点。在第4次进入灭火后,没有认真研究考虑当时问题的严重性,而向地面汇报:明火已全部扑灭。在井下指挥灭火的副矿长还向调度室打电话,提出可以恢复生产。在“明火已全部扑灭,可以恢复生产”这种麻痹思想的支配下,不仅没有及时撤出一部分人员,并且使参加指挥灭火的局、矿干部和其他灭火人员等,都围在3507上山地段,实际上这里成了井下基地。发生爆炸后,井下基地的队员受到直接冲击,死2人,伤10人,扩大了自身伤亡人数。

(二) 封闭火区指挥不当

《煤矿救护规程》规定,火区内发生瓦斯爆炸摧毁了密闭墙,不得派救护队恢复被爆破摧垮的密闭。特别是在封闭火区过程中,必须时刻关注火区内气体的变化,当发现瓦斯急剧上升时,必须立即撤出施工队伍。

[案例] 1961年4月24日,某矿救护队,在封闭该矿二井-300m水平东二采区第四层煤火区时,由于指挥部违章指挥,发生瓦斯爆炸,牺牲8人,受伤2人。

1. 自身伤亡经过

台吉矿二井系高瓦斯和有煤与瓦斯突出的矿井。东二采区四层回采结束时,已有自然发火预兆,4月封闭。4月23日19时40分,救护队对东二采区进行检查,发现入风侧-300m水平的4、5、6三条石门的红砖密闭全部被摧毁(为4月23日火区发生第一次爆

炸所致)。6石门四层巷西50m处巷道冒顶并有白烟,风向不正常。甲烷浓度为0.7%~1.0%、一氧化碳浓度为0.03%、巷道温度为22.5℃。

矿领导决定建造5道板闭,重新封闭火区,并在各板闭外建草袋装黄土(厚2m)的防爆墙。任务全部完成,为防止向火区漏风,增加防爆墙的力度,时隔4h,矿领导决定于24日9时10分出动救护队7个小队及部分兼职队员共70余人,对入风侧的4、5、6石门的防爆墙进行加固。

4石门、5石门的防爆墙完成后,人员撤出升井。13时15分,救护队开始建造6石门防爆墙。约14时,防爆墙处的甲烷浓度开始速增,仅几分钟时间,即由0.8%上升到4.6%。救护队指挥员感到问题严重,小队队长立即到井下基地汇报,要求矿领导尽快采取措施。14时10分火区内发生第二次爆炸,在6石门加固防爆墙的13名指战员,3人遇难,2人受伤,8人脱险。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 违反《煤矿救护规程》关于火区封闭后,人员应立即撤出危险区;进入检查和加固密闭,要在24h之后进行的规定。矿领导违章指挥,竟然命令救护队在封闭火区后4h就进入加固防爆墙,发生第2次瓦斯爆炸距救护队重新封闭完火区的时间只有9h。违章指挥是这起自身伤亡事故的主要原因。

(2) 在密闭的火区内,如果发生爆炸,破坏了密闭墙,禁止派救护队前往火区恢复已破坏的密闭墙,或者探险。只有在火区内可燃气体浓度已无爆炸危险时,方可进行火区封闭作业。如果不能肯定火区可燃气体无爆炸危险,则要在距火源较远的安全地点建造密闭。矿领导在决定重新封闭火区时,未采取措施排放火区瓦斯,也未在安全地点采取气样,在不能肯定火区内可燃气体已无爆炸危险的情况下,在被爆炸破坏的密闭附近重新密闭,也是造成这起自身伤亡事故的重要原因。

(3) 《矿山救护规程》规定:处理矿井瓦斯、煤尘、火灾事故时,必须指定专人检查瓦斯和煤尘,观察灾区气体和风流的变化。当有爆炸危险时,矿山救护队必须将全部人员立即撤到安全地点,然后采取措施排除爆炸危险,否则,指挥部必须采取保证安全作业措施。作业地点瓦斯迅速上升,救护队虽然感到问题严重,但指挥员只是派小队队长到基地汇报,要求矿领导尽快采取措施;其余人员仍在继续施工,而未能当机立断,迅速将人员撤到安全地点。作业地点瓦斯浓度于14时开始迅速上升,此时将救护队人员迅速撤出危险区,则可避免这起事故。救护队在瓦斯迅速上升,有爆炸危险时而未及时撤人,是造成这起自身伤亡的重要原因之一。

(4) 没能建立有效的通讯联系,作业地点距井下基地200多米,通讯依靠人员往返传递,在发生紧急情况时,不能及时指挥救护队的撤离。

(三) 抢救遇难人员指挥不当

矿井发生瓦斯爆炸事故后,经救护队侦察,在确认遇难人员无生还可能的情况下,要尽量采取恢复通风措施,防止“用活人换死人”的事情发生。

[案例] 1993年10月27日10时32分,某矿南山7号层303盘区8317准备工作面发生瓦斯爆炸事故。在事故抢险过程中,2名救护队员不慎一氧化碳中毒,其中1名因抢救无效死亡。

1. 事故处理经过

事故发生后,矿救护队救出6名受伤人员。局救护大队对两个工作面进行全面侦察,发现18名遇难人员,分布在8317工作面里切眼和外切眼之间的工作面巷道内。其中,5317巷9名,2317巷9名。外切眼内,一氧化碳浓度均为10000ppm以上,甲烷最大浓度为4%。在8315工作面发现10名遇难人员,一氧化碳浓度为24ppm,甲烷浓度为1%。据此,指挥部决定在恢复通风之前,集中在井下基地的6个救护小队将8317工作面巷道的18名遇难人员搬运到盘区巷。由救护队监护矿工搬运8315工作面的10名遇难人员。

救护队六个小队分别进入灾区。以小队为单位,4人一组向外搬运遇难人员。走在后面的某矿救护中队的4名队员,在5317巷里切眼附近将1名遇难人员搬到担架上正准备向外抬时,其中1名队员突然栽倒,口具脱落。其他3名队员见状惊慌失措。1名队员通过口具大声呼喊求救。走在前面的局救护大队的2个小队听到呼救声,立即返回,将倒地的队员口具强行复位的同时,一面用担架向外抬运中毒队员,一面又派人通知外面的小队将2h呼吸器送入。在搬运途中,全面罩式2h呼吸器送到,给中毒队员佩戴后抬到井下基地,但却因深度中毒而亡。

2. 自身伤亡事故原因分析

(1)《矿山救护规程》规定:在处理爆炸事故时,确知人员已经牺牲时,必须先恢复灾区通风,再进行处理。在确认灾区内的遇难人员全部遇难后,且灾区没有火源的情况下,指挥部不考虑恢复通风而是命令救护队强行进入上千米距离、一氧化碳浓度为10000ppm的窒息区搬运遇难人员,人为地增加了不安全隐患。如果先恢复通风,改善了救护队的工作环境,就不会发生这次自身伤亡事故。救灾指挥部违章指挥,盲目使用救护队,是造成这次自身伤亡事故的主要原因。

(2)救护队员素质较差,缺乏处理恶性事故的心理准备,工作中心理过于紧张,突然栽倒,口具脱落,是自身伤亡的直接原因。同伴则于慌乱中通过口具呼救,造成中毒。这反映出救护队日常学习训练不够,队伍整体素质不高。

(3)进入灾区搬运遇难人员的6个小队,在长达1000m的窒息区工作,仅有1个小队携带全面罩氧气呼吸器。如果现场有2h氧气呼吸器并能给其及时佩戴,队员则就有可能获救。安全意识不强,不携带必备的技术装备,是造成自身伤亡事故的重要原因。

3. 违章指挥的深层原因分析

违章指挥的根本原因,是救灾指挥领导人违背《煤矿安全规程》和《矿山救护规程》的相关规定所致:

(1)救灾指挥领导人未树立以人为本的救援理念,急于恢复生产,轻视救灾安全。发生事故后未能全面了解灾害情况,对灾害情况不做认真分析,错误判断,导致处理事故方案制定不当。

(2)煤矿领导人没有按照规定进行培训和考核,不具备处理事故的组织和指挥能力,缺乏救护知识和救灾经验,不具备处理事故的组织和指挥能力,不按照客观规律办事。

(3)各级领导和有关人员,为尽快救出遇险人员,及时控制灾情,将损失降至最低限度,同时也有利于减轻应负责任,减少社会影响和政治压力,减缓职工家属心理上的压力,往往急于强求救灾进度。存在侥幸心理,做出不切合实际的决定,甚至强制命令救护队执行。

(4)指挥决策人员的主观设想往往和现实情况存在较大差距。因此救灾过程中存在

着人为的不安全因素,由于某些方面的影响和条件、时间的限制,违背客观规律,凭主观意志盲目指挥或瞎指挥,甚至强迫命令,往往会造成严重的恶果和不可挽回的损失。

(5) 救护队指挥员存在盲从心理。不能自觉抵制违章指挥,不能提出令人信服的事实依据和可行的救灾方案。碍于权力和心存侥幸等因素而盲目服从;误认为领导安排的就是正确的而去执行。思想上存有依赖心理,“有人负责”、“出了差错有人承担,与我无关”的心态是无益于救援工作的。

二、预防措施

(1) 每个矿井必须按照《煤矿安全规程》的规定,认真编制《矿井灾害预防和处理计划》,和应急救援预案,并认真组织演练,提高主要领导在发生事故后的指挥能力。以避免矿井一旦发生事故,各级领导在忙乱中违章指挥和主观决策。

(2) 矿井发生重大灾害事故后,加强救灾的组织与领导,是迅速有效处理矿井事故的关键。因此,必须立即成立抢救指挥部,以保证抢险救灾工作,做到统一指挥、统一部署、统一行动,避免抢险救灾过程中组织与指挥混乱或多头指挥。

(3) 加强对矿井领导人的灾害预防与处理知识和指挥能力的培训,防止抢险救灾过程中决策失误或违章指挥。矿井各级领导必须熟悉矿山救护的基本知识和战术指挥原则,以保证在事故发生后能够理智地指挥救灾工作。

(4) 制定救灾方案时,抢救指挥部应当尊重客观规律,必须体现安全第一、以人为本的救援理念。在制定方案时首先要考虑方案的合理性,科学性,还要考虑方案的可操作性;注意听取各方面、特别是救护队的意见,积极采纳合理的建议,使救灾方案和措施更合理、稳妥和周密。要正确处理抢救被困矿工与保护救援人员之间的关系;正确认识救灾与生产的关系,切忌为了急于救人和恢复生产而盲目救灾;在无人或者人员已经遇难时,应采取稳妥的方案,避免扩大事故,绝不允许用活人去换死人。制定救灾方案时要明确一个理念:救护队员不是“万能的”。

(5) 救护队指挥员应是指挥部成员,参加救灾决策全过程,并发挥救灾知识和救灾经验丰富的优势,在制定救灾方案的过程中充分发表意见,要敢于坚持原则,讲事实、说真话。救护队指挥员应准确把握事故现场情况,认真分析,制定出符合实际的、科学的、可行的事故抢救方案和备用抢救方案,对瞬息万变的灾变情况能够做出正确判断,并及时修改和调整方案。

(6) 积极开发、推广和应用矿井救灾专家系统,利用高科技手段指挥救灾,克服经验型处理灾变的缺点,弥补指挥决策人员考虑不周、精力有限、救灾知识欠缺等不足。

(7) 各级矿山救护指挥员必须认真履行自己的职责,通过实战和理论联系实际的战术运用研究,不断提高自身技术、业务素质,增强救援指挥能力。救护队指挥员必须对救护队的行动具体负责,全面指挥,对违章指挥要坚决抵制和拒绝执行。

第六节 心理方面原因造成的事故及预防

应急救援工作多是在极其复杂危险的环境中进行,矿山救护人员面对恶劣的工作环境,极易心理紧张。特别是感到自身生命受到威胁时,很容易产生恐惧心理;在救援过程

中的突发意外,又极易使救援人员在心理上受到严重刺激,形成条件反射。由于不正常的心理状况,则可能诱发现场的救援人员失去理智,不能自控,从而做出冒险行动,最终造成自身伤亡事故。

一、事故原因分析

[案例一] 1984年4月1日,某矿救护队在处理小恒山煤矿火灾事故过程中,2名队员因心理紧张,走错路线,自身伤亡。

1. 自身伤亡经过

1984年4月1日16时20分,矿1个救护小队进入北石门,作了战前检查和明确分工,然后第一组由小队长等3人进入更换水幕,第二组4人在外面待机。进入时,小队长在前,2名队员在后,并携带两个水幕和2m长的短节水带。到达分水器处,小队长把水幕拿起,把水带接上,发现水带不够长,回头要短节水带时,发现2名队员不见了。小队长立即退出追赶,直到待机地点也没有发现2人。小队长立即布置人员向指挥部汇报,又带领其余队员进入寻找。指挥部随即命令在井下打板闭的另1个小队也进入灾区查找,并用信号呼唤,并派井上待机队员入井寻找。经过反复查找,发现1名队员已脱离危险区,另1名队员已中毒死亡。

2. 自身伤亡原因分析

(1) 2名队员在进入灾区后擅自退出,由于心理紧张和慌乱,没有沿引路线返回,以至于走错路线;进入北石门绕道口见到一道防水密闭,2人心慌害怕,辨别不了方向,在灾区乱串;在绕道口出来时则脱掉口具,1人大声呼叫向灾区方向奔去,另1人由绕道退出,被救脱险。心理素质差,情绪紧张,盲目行动是事故发生的主要原因。

(2) 小队组织工作欠缺,小队长到达工作地点后才发现2名队员已失散。

(3) 队员素质差,在灾区擅自行动;又缺乏井下救护知识,发现问题不沉着,脱掉口具大喊大叫。平时缺乏严格训练,特别是在高温浓烟情况下不能适应救护工作。

[案例二] 1987年11月30日,某救护队在处理云岗矿火灾事故时,在执行封闭任务过程中,牺牲1名副中队长。

1. 自身伤亡经过

1987年11月30日19时25分,副中队长带1名队员进入有高温浓烟的巷道内封堵火区密闭墙预留孔。由于巷内能见度低,进入风门后走了一段,感到越走越远,因此产生疑问,认为路线不对,于是向回返。在不能准确辨认撤出路线的情况下,副中队长心情紧张、惶恐不安。两人坐下休息思考时,副中队长失去理智,突然站起奔跑,接着突然跌倒;爬起来又开始跑动,并再次摔倒;口具脱落后大声呼喊。另1名队员在巷道中摸索着退出,但因吸入CO气体中毒。19时32分,待机人员进入后,救出了该队员。但已神志不清,未能说出副中队长所在的位置。19时40分,待机队再次进入灾区,沿原预定工作方向搜寻未能找到。后续救护队赶到后,又2次进入灾区搜寻,仍未找到副中队长的下落。为此,救护队组织人员第五次进入灾区,同时沿正、反两个方向寻找。21时10分,终于在5111巷口密闭墙处找到副中队长,但心跳及呼吸已停止,瞳孔扩散,肢体僵硬,头面部有明显碰伤;现场取样化验结果是:CO为1.933%,CO₂为11%,O₂为8%,温度为50℃。

2. 事故原因分析

(1) 副中队长对灾区的复杂性和危险性认识估计不足, 思想麻痹, 以致进入灾区后就走错了路线。在撤离时, 不能沉着冷静地分析思考, 却因精神紧张, 产生恐惧心理而导致盲目行动, 以至于在跑动时摔倒, 口具鼻夹脱落, 这是自身伤亡的主要原因。

(2) 没有执行预定计划方案, 而是擅自改变行动计划, 将人员按每 2 人一组, 依次轮流进入灾区工作。违章作业、冒险盲动是发生事故的重要原因。

(3) 经检查, 副中队长的呼吸器, 氧气还有 7MPa。如果能够冷静沉着, 不随意乱跑, 静坐待救, 即可避免事故的发生。违反规定, 在灾区讲话, 也加速了中毒过程。

(4) 没有采取改善恶劣条件的有效措施, 就进入高温区工作, 是造成事故的原因之一。如果在巷道岔口放置冷光管或灾区指路器, 就能够避免返回时迷失方向, 从而避免这次伤亡事故。

二、预防措施

因为指战员心理原因造成的自身伤亡事故往往难以预料。所以, 矿山救护队在抓好日常学习、训练的同时, 还要注重指战员的心理素质训练, 增强应变能力, 才能保证安全、迅速、有效地处理矿井事故。

(1) 加强思想政治工作, 教育指战员树立正确的世界观、人生观和价值观; 正确认识救护队的工作性质和肩负的光荣使命。

(2) 平时要加强心理素质的培养和锻炼, 培养坚韧不拔的意志, 在复杂困难的环境中保证自身安全有效工作。指战员不仅具备强健的身体素质, 更要有良好的心理状态和较强的应变能力。培养救护队员高度的自制力, 善于把握个人情绪。要学会控制调控自己的心理, 理智地支配自己的行动; 以乐观的态度和充沛精力去战胜困难。在特殊环境下力争做到遇事不慌, 能够控制住自己的情绪, 避免因一时一事的冲动而冒险蛮干, 酿成严重后果。牢记只有在保证自己安全的情况下, 才能有效地抢救他人, 防止因蛮干扩大事故。

(3) 在模拟复杂环境中严格训练, 强化高温浓烟演习, 从难、从严、从实战出发, 提高救护技能, 培养英勇顽强、不畏艰险、敢打硬仗的特别能战斗的作风, 使指战员在险恶环境下的适应能力得到锻炼和提高。

(4) 组织指战员进行救护队自身伤亡案例学习和教育, 通过剖析典型案例, 吸取教训, 提高认识, 提高心理素质和应变能力。

(5) 进行抢险救灾工作必须制定完备的救灾方案、周密的行动计划和安全措施, 并贯彻到小队人员, 指战员处理事故时要做到心中有数。同时也要充分意识到抢险救灾工作都是在有一定风险的情况下进行的。尤其是处理事故的最初阶段, 不可能创造出一个绝对安全的救护工作条件, 对抢救工作中可能遇到的困难必须要有充分的心理准备, 做到临危不惧、沉着冷静。当险情降临时, 要坚定信心, 依靠集体, 相信自己, 处变不惊, 理智地调整自己的思维, 选择正确的行动方法。

(6) 团结协作、战胜困难。在抢险救灾中, 工作环境艰苦复杂, 没有团结协作、互相帮助的精神, 就不可能很好地完成任务。因此, 要保持良好的人际关系, 发挥团队的作用, 依靠集体的智慧和力量去战胜自然灾害。

第七节 其他方面原因造成的事故及其预防

一、事故原因

所谓其他方面原因造成的事故,主要指救护队在救灾过程中,由于灾区情况的不确定性、多变性、突发性和技术手段的有限性而造成的自身伤亡事故。

(一) 灾区多变性和突变性造成的自身伤亡

煤矿生产的特殊性造成了矿井事故发展过程中的多变性和伴生事故的突发性,在抢险救灾过程中往往难以掌握其规律。

[案例] 1987年8月13日,某矿救护队在处理该矿桃花洞主斜井井口火灾时,由于着火点发生不可预料的高温高压水汽突出,救护队1个小队6名指战员全部遇难。

1. 自身伤亡经过

桃花洞斜井建于1970年,1979年对主斜井进行料石砌碛时,距井口32~42m的巷道仍然采用木支架。1987年8月13日,主斜井距井口30~40m处着火。总工程师和救护队队长等人到井下现场后,明火已被当班人员扑灭。总工程师命令留下2至3人继续扑灭余火,其余人员撤离。救灾指挥部成立后,通知救护队准备在主井口挂风障控制进风,在火点以下砌碛处,救护队选点打一临时木板密闭。

救护队一小队6名队员下井选点,二小队井口待命。下井后经检查气体正常,着过火的四架棚腿儿上端有烧焦的痕迹,明火已灭。救护队在火点下方约15m处选定地点,准备打板闭。当1名运料人员刚走出斜井口时,井下“轰”的一声,井口随即冲出一股黑烟,把另1人冲倒在井口外。待命的二小队从主斜井火点上部救出3人。因火点处冒顶,无法进入火点下部。就由救护队三小队从副斜井入井,绕道到主斜井火点下部救人。他们在距火点的20m处发现1名队员,在距火点5m处发现其余5名队员,6名救护队员已全部遇难。

2. 自身伤亡原因分析

事故发生后,由省、市组成的联合调查组立即前往该矿,经过详细的调查,认为这是一起高温高压水汽突出事故。其根据是:

(1) 遇难人员全身被高温水烫伤、皮肤脱落,而眉毛、头发和衣着完好,血液也无CO中毒症状。

(2) 事故前两天,此地连降大雨,降雨量约100mm,事故地点地表积水约960m²。很可能是井筒上部小煤窑采空区形成火区,地表积水渗入发火区后,在发火区内近似密闭的条件下形成了高温高压水汽。而井筒木支架被引燃着火后,强度减弱,高温高压水汽和高温的粉煤灰即从井筒着火点顶部突出。从现场检查看到,在火点上下约20m的范围内落有20~40cm厚的粉尘,可见其突出量是相当大的。

随后,矿山救护专业委员会又组织救护专家小组对这起事故进行了调查。调查小组通过座谈和现场勘查,认为这次救护队重大自身死亡事故确是由高温高压水汽的突出造成的,属难以预料的故事。

(二) 灾区的不确定性和技术手段的有限性造成了自身伤亡

近年来,矿山救护技术手段取得了长足的进步,但由于我们对矿井事故规律性的认识

还远未达到完全掌握的程度,现有的矿山救护技术往往难以满足现场抢救工作的需要。

〔案例一〕1958年6月3日6时40分左右,四川省某矿在150m水平石门穿过4号煤层时,因爆破引起煤与瓦斯突出。由于井口信号电铃不防爆,产生电火花引起瓦斯爆炸,并引燃井口临时支架。燃烧物掉入井下后,又导致瓦斯和煤尘连续爆炸达30多次。第一次爆炸发生后,在井下值班的矿山救护队长,虽然预料到还存在再次发生爆炸的危险,但是为了能够及时抢救遇险矿工,他将1名新队员安排在安全地点接应,自己却冲入危险区救人,并将40多名矿工引导出井或至井下安全地带。在随后的1次爆炸中,救护队长因伤势过重抢救无效而牺牲。

〔案例二〕1977年4月14日,辽宁省某矿507采区第五管子道发生自燃火灾。该矿在组织灭火时,于10时50分发生了瓦斯爆炸,伤亡多人。该局矿山救护队接到事故电话后,大队长立即率领局直中队的1个小队奔赴该矿,迅速进入灾区抢救。第一次爆炸后,矿山救护队预料还存在着第二次爆炸危险。但是,当大队长听到灾区里面遇险人员的呼救声后,便毫不犹豫地命令1名小队长和2名队员留在安全地点待机接应,自己带领4名队员冲进灾区救人。当他们抬着伤员退出灾区时,11时25分发生了第二次瓦斯爆炸,5名指战员(其中1名为大队长)牺牲。

〔案例三〕1995年12月31日18时20分,贵州省某矿北三采区131211高档采煤工作面上隅角瓦斯积聚,当班工人违章爆破引起瓦斯爆炸。事故发生时,正值该工作面8点班延点和4点班人员到达工作面等待交接班。盘江矿务局救护大队接到事故电话后,立即出动两个小队16名指战员,分别于18时41分和19时15分入井进入北三采区,进行抢救,并成功救出20名受伤人员。正当救护人员继续搜寻抢救其他遇险人员时,于20时19分发生第2次瓦斯爆炸,4名救护指战员受伤后自救升井,12名指战员在工作面进风侧不幸牺牲。

自身伤亡原因分析:

(1) 抢险救灾工作的紧迫性。矿井发生火灾、瓦斯突出、爆炸等事故后,矿山救护队必须迅速赶到事故矿井,进行灾区侦察、抢救遇险遇难人员、控制和处理灾情、恢复正常工作环境。其主要工作是在危险复杂环境中进行。在抢险救灾工作中,抢救遇险人员是首要任务,矿山救护队要创造条件以最快的速度、最短的路线,先将受伤、窒息的人员运送到新鲜空气地点进行急救。

时间意味着生存,遇险矿工的生存机遇和矿山救护队的抢救风险同时存在。在短时间无法消除危险隐患时,救灾工作的紧迫性不允许存在任何拖延。为了能够迅速救援遇险人员,矿山救护队冒着生命危险,力争在短时间内能够救出更多的遇险矿工。1995年9月28日煤炭工业部煤安字第25号《关于矿山救护队员伤亡事故的通报》传真电文中指出:在抢险救灾过程中有些突发事件是难以避免的。因此抢险救援工作必然承担着一定的风险,绝对安全的救灾条件是不存在的。

(2) 灾区情况的不确定性。事故发生以后,灾区情况短时间难以全面掌握,灾害状态又具有复杂性、多变性;灾区内的通风设施、巷道支护等破坏程度以及有毒有害气体的聚集等情况无法准确判断。

由于矿井灾情存在着不确定性,矿山救护队到达事故矿井后,只能是依据矿方提供的信息做出判断,难以详细掌握灾情的全面情况,特别是矿方提供的信息不全面或者存在虚假隐瞒时,必将影响矿山救护队的救灾行动。

(3) 瓦斯爆炸规律难以掌握。矿井发生火灾、瓦斯爆炸等重大灾害事故后,往往存在爆炸或二次爆炸的危险;抢救工作面临着风险与价值同在的矛盾,在此情况下,进行救援可能出现自身伤亡事故。

(4) 灾区侦察工作的必要性。《煤矿安全规程》规定:矿井发生火、瓦斯、煤尘等重大事故后,必须首先组织矿山救护队进行侦察,探明灾区情况。

灾区范围大且通风系统复杂时,全面完成侦察任务需要有一个时间过程,灾情随时可能出现新的变化。但是,侦察是救灾关键,对下一步的抢救工作起着至关重要的作用。因此,为了能够详细了解掌握准确信息,制定出符合实际的事故处理方案,矿山救护队必须进入灾区进行侦察,准确探明事故类别、原因、范围、遇险人员数量、生存情况和所在地点,以及通风、瓦斯、有毒有害气体等情况。而在侦查和初期救人过程中,出现突发事故难以做到及时有效的防范。

(5) 缺乏有效的技术手段。由于当时的技术水平、装备水平、救灾手段等客观条件的限制,对于灾区情况很难做出确切的判断和采取相应的预防措施;对火灾和瓦斯爆炸等复杂事故的处理过程中,缺乏有效的侦察、气体监测、灾区通讯、灭火等救灾技术手段,也直接影响着救援工作的成效。

(三) 意外事故

1977年10月29日,贵州省某矿务局化处矿救护中队在该矿熟悉巷道时,遇上矿井发生瓦斯爆炸事故,3名熟悉巷道的队员全部遇难。

1980年12月9日10时25分,某矿救护中队第三小队7名队员,在井下进行预防检查完成任务后,升井行至运输大巷时,背后一列载重电车全速向副井底方向驶来。小队长等3人躲闪不及,被迫贴紧大巷墙壁站立,被高速而来的电机车挤撞,小队长当场死亡,1名队员重伤致残、1名队员轻伤。这次意外事故,主要责任在矿方电车司机。

2004年11月28日,陕西省某矿救护中队在本矿415综采工作面执行监护工作时,工作面发生瓦斯爆炸,造成6名矿山救护队员牺牲。

二、预防措施

1. 准确掌握事故信息,制定科学救灾方案

在处理火灾或瓦斯事故时,救灾指挥部应了解掌握多方面信息,根据事故性质、发生地点、波及范围、遇险人员分布位置、通风现状、有无明火、灾区瓦斯浓度等,分析判断、制定出科学的救灾方案。在灾区复杂通风网络中,特别要重视气体、风流变化,正确分析气体动态并考虑其复杂性、真实性;对灾情的发展变化、可能诱发的事故和出现的意外做出准确预测。由于灾情的不确定性,应拟定多套方案,注意方案措施的利弊比较,选择相对最优的方案。灾情发生变化时,应及时修改调整救灾方案。

2. 尊重客观规律,戒除经验主义

制定救灾方案时,应集思广益,尊重客观规律,从实际出发,既要重视以往成功经验,但又必须戒除经验主义;既要看到同类事故的普遍性,又必须充分考虑每个事故的特殊性。指挥部要认真听取有关专家和救护队的意见、积极采纳合理建议;矿山救护队指挥员要敢于讲明事实、说出真话,提出切实可行的救护队行动方案。

3. 安全有效施救, 杜绝盲目行动

在没有完全确定灾区有无潜在火源情况下, 不要轻易改变灾区通风状况。在不能完全确认灾区无爆炸危险的情况下, 或者没有确保救援人员安全的有效措施时, 特别是灾区已无生存条件时, 应尽可能避免盲目抢救。应采取果断措施, 防止在救援过程中扩大伤亡或发生次生事故, 确保安全有效施救, 尤其要确保抢险救援人员的生命安全。

4. 以人为本, 保存自己, 抢救生命

事故发生后, 救护人员为抢救灾区遇险矿工, 舍生忘死, 不顾自身安危, 这种精神固然值得赞扬。但是, 作为各级领导和救护指挥员, 有责任确保他们的安全。必须树立以人为本的救援理念, 把救护人员的生命安全放在首位, 制定符合客观实际、切实可行的救灾方案, 使救灾工作能够安全、迅速、有效地得到执行。救护队应客观分析人员生存的可能性, 既要积极抢救遇险人员, 又必须防止盲目行动。要创造条件, 改善救灾工作环境, 增大安全系数, 切勿超能力救援。

5. 救护指挥员认真履行职责, 精心指挥

指挥员要详细了解事故原因、事故地点的有关情况, 认真分析事故矿井提供的信息真实与否, 救灾方案是否符合客观实际, 灾区可能出现的动态变化, 侦察和救灾过程中可能遇到的困难及存在的危险性, 救护力量和指战员身体状况、心理的承受能力。特别是在灾区实际情况与救灾方案存在较大误差, 或灾情突然发生变化时, 应能及时做出应急反应, 果断决策救护队行动。遇有爆炸危险时, 必须将全部人员立即撤到安全地点。

6. 加强培训, 普及救灾知识

通过救灾知识的培训, 矿工不仅能够预防事故, 而且懂得如何消灭初起灾害。尤其是火灾事故, 如能在初始阶段利用现有条件及时处理, 则可以避免酿成重大事故。许多火灾事故由于不能及时处理, 待救护队到达现场后, 已经发展扩大, 难以处理, 甚至酿成爆炸事故, 增加了抢险救灾工作的危险性。

7. 加强救灾技术手段的研究

救护队进入灾区前对火灾可能发生瓦斯爆炸和连续爆炸的监控及应采取的措施, 采掘工作面瓦斯燃烧事故的处理手段、封闭有爆炸危险火区的气体的监控、快速封闭火区的实施等, 应从实践和理论相结合上进行深入探讨和研究, 得出科学的结论, 用以指导救灾工作。

8. 依靠科技进步, 推广使用救护新装备

矿山救护技术装备是完成抢险救灾、避免自身伤亡的物质基础。推广使用救护新装备、新仪器、新技术, 提高灾区通讯、灾后气体监测分析等技术装备水平, 对提高救护队救援能力、保证救护人员的安全, 顺利完成救灾任务具有重要意义。

复 习 思 考 题

1. 氧气呼吸器故障造成事故的原因是什么?
2. 怎样预防氧气呼吸器故障造成的自身伤亡事故?
3. 违章作业造成事故的原因有哪些?
4. 怎样预防违章作业?
5. 为什么指战员必须加强身体素质训练?

6. 简述指战人员身体素质造成事故的原因。
7. 技术措施不当的表现有哪些?
8. 如何预防技术措施不当造成的事故?
9. 如何防止抢险救灾指挥不当造成的事故?
10. 怎样加强指战员心理素质训练?

第十四章 非煤矿山主要事故的 预防与处理

第一节 非煤矿山采矿方法

我国是个矿产开采大国,目前拥有各种矿山 20 余万座,其中非煤矿山就有 10 余万座,为我国国民经济发展提供了大量的金属及非金属矿物原料。2005 年,我国仅铁矿石产量就超过 4 亿 t。非煤矿山点多面广,矿床的地质及赋存条件复杂,矿物品种繁多,所采用的采矿方法各不相同。了解非煤矿山的采矿方法及安全生产技术,对于有效开展非煤矿山事故救援具有重要意义。非煤矿床开采分为地下开采、露天开采和海洋开采。以下仅对经常采用的露天开采和地下开采进行简要介绍。

一、露天开采及安全生产技术

(一) 概况

为了采出矿石,需将矿体周围的岩石及其覆盖层剥离,通过露天矿道路或者地下巷道把矿石和岩石运至地表。搬移土岩的生产过程叫剥离,开采矿石的过程称采矿。露天矿开采是剥离和采矿的总称。我国露天矿一般采用机械化开采。

采用露天矿开采的优点:

(1) 受开采空间限制小,可采用大型机械设备,有利于实现自动化开采,从而大大提高开采强度和矿石产量。目前世界上最大的露天煤矿年产量可以达到 5000 万 t,最大的露天铁矿年产量可以达到 6000 万 t。

(2) 资源回收率高。露天矿开采的损失率一般为 3%~5%,矿石贫化率为 5%~8%。

(3) 劳动生产率高。露天矿开采由于作业条件好,机械化程度高,其劳动生产率比地下开采一般高 5~10 倍。

(4) 生产成本低。露天矿的生产成本一般比地下矿低 50%~75%,因而可以大规模开采低品位的矿石。

(5) 作业条件好,矿工作业安全性提高。

(6) 建设速度快,单位矿石基建投资低。我国大中型露天矿基建时间一般为 3~4 年,而大中型地下矿的基建时间一般为 7~10 年。一般大中型露天矿单位矿石基建投资比地下矿要低 1~3 倍。

露天矿开采的主要缺点:

(1) 占用土地多,地表植被及地貌受到破坏,采矿污染环境。

(2) 受气候影响大。如严寒、冰雪、酷热和暴风雨等都对露天矿开采有一定影响。

(3) 对矿床的赋存条件要求较严格。埋藏较深的矿床,露天矿开采往往受到限制。

我国露天矿开采的铁矿石、有色金属矿石和冶金辅助原料矿石的发展速度较快。化工及建材系统多数属小型露天矿。现有露天矿开采采用的采矿方法都比较单一,主要为缓坡工作帮全境界开采方式。露天铁矿大多采用工作线呈平行走向布置,垂直走向推进的纵向开采方式,也有少数露天铁矿采用沿走向推进的横向开采方式。有色露天矿大部分纵向开采。少数金属露天矿采用分期开采和分区开采。

穿孔是坚硬矿岩露天矿开采的主要生产环节之一。目前我国金属矿山主要采用孔径 250mm 的牙轮钻和孔径 200mm 的潜孔钻。部分矿山使用孔径 310mm 的牙轮钻和孔径 250mm 潜孔钻。矿岩硬度比较大的露天矿,有用牙轮钻更新现有潜孔钻的趋势。

近年来,我国露天矿在爆破技术和新型炸药研制方面取得较大进展。在爆破技术方面推广应用大区微差爆破、压碴爆破、减震爆破和光面爆破。在露天矿基建剥离时,成功地进行了万吨级大爆破和数十次百吨级和千吨级的大爆破,掌握了在各种复杂条件下进行松动爆破、抛掷爆破及定向爆破的技术。炸药加工方面,研制成功了多种铵油炸药、多孔粒状铵油炸药、乳化炸药和防水浆状炸药等。

我国大、中、小型露天矿一般采用 1~4.6m³ 挖掘机进行采装。这种挖掘机对大型露天矿来说,显然规格小,效率低,全年效率一般为 100~120 万 t。目前少数大型露天矿采用 6m³ 和 7.6m³ 挖掘机装载,全年效率可达 400 万 t 左右。

露天矿铁路运输采用重 80t、100t 和 150t 电机车和载重 60t 的翻斗车。汽车运输一般采用载重 20~40t 级的自卸汽车。大型矿山采用了 100t 级的电动轮汽车。个别矿山还引进了 170t 的载重汽车。

(二) 露天开采技术发展方向

目前国外露天矿装备水平比较高。穿孔设备主要用牙轮钻,孔径一般为 310~380mm,最大为 440mm。装载设备主要用单斗挖掘机,大多数斗容为 11.5m³ 左右。前端装载机在大型露天矿多作为辅助设备用于清理工作面,临时替代挖掘机作业。运输设备主要用汽车运输,普遍采用载重为 85~120t 级以上的电动轮汽车,150~170t 级的电动轮汽车也在推广应用。

露天开采的技术发展方向:

(1) 开采规模大型化。发展一批年产 1000~3000 万 t 矿石的露天铁矿、有色金属露天矿和露天煤矿。

(2) 工艺设备大型化。为适应开采规模的大型化,必须采用大型露天设备,如孔径 300mm 以上的牙轮钻机,斗容 10~23m³ 的挖掘机,载重 100~170t 及以上的电动轮汽车,大型轮斗挖掘机和与之配合的带宽 1.2~3.0m、速度 3~5m/s 的带式输送机 and 排土机等。

(3) 工艺连续化及半连续化。对于坚硬矿岩的金属露天矿,国外正在扩大应用汽车——破碎机——带式输送机的半连续开采工艺,这对我国一些深凹露天矿的改建也是一种行之有效的工艺方式。

(4) 开拓方式多样化和强化高强度开采。由于今后露天矿运输已基本不再采用单一铁路运输,因此开拓方式随运输方案将因地而异。开采顺序也不局限于单一的纵向布置,也可采用加大工作线推进强度的横向布置、组合台阶分区开采和分期开采等方式,以达到见矿快,均衡生产剥采比和提高企业经济效益等目的。

(5) 扩大电子计算机、系统工程等学科在露天矿设计、规划和生产中的应用,便于

选择最优方案,并使生产管理现代化。

(三) 露天采场构成要素

根据矿床埋藏的地形条件,露天矿分为山坡露天矿和凹陷露天矿。它们是以露天开采境界封闭圈划分的。封闭圈以上为山坡露天矿,封闭圈以下为凹陷露天矿。

露天开采所形成的采场、台阶和露天沟道的总和称为采矿场。

1. 台阶构成要素

露天开采时,通常是把矿岩划分成一定厚度的水平分层,自上而下逐层开采,并保持一定的超前关系,在开采过程中各工作水平在空间上构成了阶梯状,每个阶梯就是一个台阶或称为阶段。台阶是露天采矿场的基本构成要素之一,是进行独立剥离和采矿作业的单元体。台阶构成要素如图 14-1 所示。

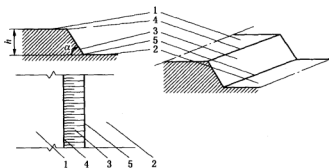


图 14-1 台阶构成要素图

α —台阶坡面角; h —台阶高度

1—台阶的上部平盘; 2—台阶下部平盘; 3—台阶坡面; 4—台阶坡顶线; 5—台阶坡底线

台阶朝向采空区一侧的倾斜面叫台阶坡面。它与水平面的夹角叫台阶坡面角(图 14-1 中的 3 和 α)。

台阶上部平台与坡面的交线叫坡顶线(图 14-1 中的 4)。

台阶下部平台与坡面的交线叫坡底线(图 14-1 中的 5)。

台阶上部平台与下部平台间的垂直高度叫台阶高度(图 14-1 中的 h)。

2. 采场的构成要素

露天采矿场构成要素如图 14-2 所示。由结束开采工作的台阶平台、坡面和出入沟组成的露天采场的四周表面称为露天矿场的非工作帮或最终边帮(图 14-2 中的 AC、BF)。位于矿体下盘一侧的边帮叫做底帮,位于矿体上盘一侧的边帮叫做顶帮,位于矿体走向两端的边帮叫做端帮。

正在进行开采和将要进行开采的台阶所组成的边帮叫露天矿场的工作帮(见图 14-2 中的 DF)。工作帮的位置是不固定的,它随开采工作的进行而不断改变。

通过非工作帮最上一个台阶的坡顶线和最下一个台阶的坡底线所作的假想斜面,叫做露天矿场的非工作帮坡面或最终帮坡面(图 14-2 中的 AG、BF)。该帮坡面是代表露天矿场边帮的最终位置,在分析研究问题时,用它代替边帮的实际折线,可使问题简化并保

证有足够的精确性。最终边帮坡面与水平面的夹角叫做最终坡角或最终坡面角（图 14-2 中的 β 、 γ ）。

通过工作帮最上一个台阶坡底线与最下一个台阶的坡底线所作的假想斜面，叫做工作帮坡面（图 14-2 中的 DE）。工作帮坡面与水平面的夹角叫做工作帮坡角（图 14-2 中的 Ψ ）。工作帮的水平部分叫做工作平盘（图 14-2 中的 1）。

最终帮坡面与地表的交接线为露天矿场的上部最终境界线，最终帮坡面与露天矿场底平面的交线为下部最终境界线。上部最终境界线所在水平与下部最终境界线所在水平的垂直高度为露天矿场的最终深度。

运输平台（图 14-2 中的 3）是作为工作台阶与出入沟之间的运输联系的通路。

清扫平台（图 14-2 中的 4）是用作阻截滑落的岩石，并用清扫设备进行清扫，它又起到安全平台的作用。

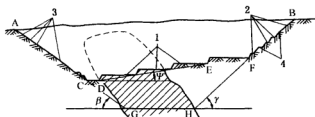


图 14-2 露天矿构成要素

1—工作平盘；2—工作面坡面；3—运输平台；4—清扫平台

（四）开采方法及安全技术

1. 开拓方式的选择及其影响因素

露天矿床开拓就是建立地面与露天采场各工作水平之间的运输通道，以保证露天采场正常的运输联系，及时准备新采矿水平。

露天矿床的开拓与运输方式有密切关系。其内容是直接研究坑线的布置形式，建立合理开发矿床的运输系统，也是研究和解决开发矿床总体规划和矿山工程合理发展的重要问题。开拓方式的选择正确与否直接影响矿山基建工程量、基建投资、投产与达产时间、矿山生产能力、生产成本等重要指标。因此，认真研究开拓运输方式是露天开采重要课题之一。

露天矿开拓运输方式可分为下列 7 种：

- （1）公路运输开拓。
- （2）铁路运输开拓。
- （3）公路—铁路联合运输开拓。
- （4）公路（或窄轨铁路）—斜坡提升联合运输开拓。
- （5）公路（或窄轨铁路）—平硐溜井联合运输开拓。
- （6）公路—破碎站—胶带机联合运输开拓。
- （7）自溜—斜坡卷扬提升运输开拓。

2. 露天矿的开采方式

露天矿的开采方式是指在露天矿合理的大境界（或最终境界）范围内，采剥顺序在时间、空间和条件的发展变化形式。20 世纪 50 年代一般采用全境界（不分期）开采方式，存在建设周期长、投资大等弊病。60~70 年代，凡具备条件的矿山普遍采用分期开采方式。这样矿山可由小到大、先贫后富、先易后难，使矿山初期建设速度加快，经济效益明显改善，但矿山在过渡期剥离洪峰值往往很高，导致矿山设备、供电、人员及成本陡增，给生产管理带来很多不利因素。70 年代以后，设计和可行性研究中提出了在分期过渡开采采用陡帮扩帮新工艺和扩帮开采（多分期开采）。这样就进一步克服了分期过渡开采特别是全境界开采方式中的一些弊病。我国非煤露天矿开采方式大体分为全境界开采方式和分期开采方式两大类。

3. 露天矿采剥方法

露天矿采剥方法通常包括开沟位置、推进方向、采掘工作面布置形式及构成要素等方面的内容。采剥方法不仅在技术上对整个露天矿生产工艺有一定影响，而且在经济上对基建工程量、建设速度、投产达产时间、初期生产剥采比等有密切关系。

我国金属露天矿采剥工作面最常见的布置形式有两种：即纵向采剥工作面和横向采剥工作面。此外，还有扇形、L 形、U 形、斜交矿体采剥工作面。一般采用铁路运输的露天矿均采用纵向采剥工作面，而汽车运输的露天矿，由于运输线路比较灵活，为尽快准备好新水平，以横向工作面居多。

水平分层纵向采剥法是沿矿体走向按采场全长开段沟，并平行矿体形成采掘工作面，如图 14-3 所示。

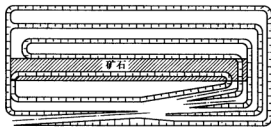


图 14-3 水平分层纵向采剥法

纵向采剥法又根据开沟位置和推进方向的不同，分为：上盘固定坑线开沟，自上盘向下盘推进；下盘固定坑线开沟，自下盘向上盘推进；沿上盘矿岩交界处中间开沟，向上下盘推进；沿下盘矿岩交界处开沟，向上下盘推进。

横向采剥法基本上是垂直矿体走向开段沟，形成横切矿体的采掘工作面，其工作面推进方向平行矿体走向。由于横向采剥法多适用于汽车运输，所以采剥工作面也可以视具体条件灵活布置。

横向采剥法为了充分发挥汽车运输的灵活性，新水平开拓位置要和公路运输干线相适应。若公路布置在上盘固定带上，则开拓新水平的初期位置也从上盘开始，反之从下盘开

始,这样可缩短汽车运输距离。

水平分层纵、横向采剥法一般属于缓帮开采,尽管它有生产可靠、管理简单、安全条件好等优点,但同时存在基建工程量大、投产达产时间长、新水平准备时间长、生产剥采比大、边帮暴露时间早等弊病。

4. 露天矿开采主要生产工艺

1) 穿孔工作

穿孔工作是露天矿山开采的首要工序,其工作好坏,直接影响矿山的爆破、采装和运输工作。在国外,绝大部分露天矿山广泛使用牙轮钻。在我国,目前露天开采中使用的穿孔设备主要有牙轮钻,潜孔钻,钢绳冲击式穿孔机、凿岩台车等。其中牙轮钻机使用最广,潜孔钻机次之,凿岩台车在某些特定条件下使用。

2) 爆破工作

爆破工作是露天矿山开采工作的又一重要工序,其目的是为采装、运输和破碎提供矿岩。矿山爆破费用一般约占矿石总成本的15%~20%。因此,爆破工作的好坏,不但直接影响采装、运输和粗破碎的设备效率,而且影响矿山开采总成本。

露天开采中使用的爆破方法有:

- (1) 浅眼爆破法。用于小型矿山、山头或平台局部采掘及二次破碎等;
- (2) 深孔爆破法。是最常用的爆破方法;
- (3) 硐室爆破法。用于基建和特殊情况下;
- (4) 药壶爆破法。在穿孔工作困难的情况下将深孔孔底用药壶法扩孔;
- (5) 外复爆破法。用于二次破碎和根底处理等。

对于大块的二次破碎,国内外有用碎石机完成的。

3) 采装工作

采装工作是露天矿开采全部生产过程的中心环节。其他工艺过程,如穿孔爆破、运输、废石排弃等,都是围绕采装工作展开的。采装工艺及其生产能力在很大程度上决定着露天矿开采方式、技术面貌、开采强度和最终的经济效果。

采装工作所用的机械设备有单斗挖掘机、前装机、索斗铲、轮斗挖掘机、链斗挖掘机等。金属露天矿由于矿岩比较坚硬,目前国内外都以单斗挖掘机和前装机为主。采装技术发展的趋势是大型化和连续化,因此,随着爆破技术和挖掘机制造的进步,大型轮斗式挖掘机在金属矿山的应用是很有发展前途的。

4) 运输工作

露天矿运输是露天开采主要工序之一。运输系统的投资约占矿山总投资的40%~60%。运输成本和劳动量分别占矿山总成本和劳动量的一半。由此可见,露天矿运输在露天开采中占有十分重要的地位。

露天矿运输的基本任务,是将采场采出的矿石送到选矿厂、破碎站或储矿场,同时把剥离岩土运送到排土场,并将生产过程中所需的人员、设备和材料运送到工作地点。完成上述任务的运输网络便构成露天矿的运输系统。

大中型露天矿采场采用的运输方式主要有:自卸汽车运输、铁路运输、带式输送机运输、斜坡箕斗提升运输、斜坡卷扬运输、架空索道运输、联合运输(汽车—铁路联合运输、自卸汽车—斜坡箕斗联合运输)等。

公路运输：用汽车或拖拉机，沿着矿场的公路，将矿石运送到矿仓等地。单一的自卸汽车运输只是在一定的条件下使用才能获得最优经济效益，当露天矿开采到深度超过某限度后，这种运输方式的经济效果便显得不合理。目前，自卸汽车和胶带运输机联合运输方式，引起了人们的重视，并已推广应用。

铁路运输：铁路运输适用于储量大、面积广、运输距离长（超过5~6km）的露天矿和矿山专用线路。这种运输的优点是适合长距离运输，运营费用低，缺点是爬坡能力小，线路基建投资大。

斜坡卷扬运输：斜坡轨道卷扬运输有斜坡箕斗和串车两种方式。斜坡箕斗是专用在斜坡道上的运载容器，与串车相比，运输能力大，发生跑车事故的可能性较小，但需设置装卸载设施，不如串车提运灵活。

斜坡牵引手拉车运输：在手拉车通过斜坡道时，用钢丝绳卷扬牵引或下放手拉车。这种运输方式投资少，设备简单，使用方便，但运输能力低，仅适用于短距离小坡度提升的小采矿场。

自溜运输：在山坡露天矿场，矿石借助自重，从溜井或溜槽溜放至地面。

二、井下矿山开采方法及安全生产技术

（一）地下开采概述

1. 开采范围的划分

为了有计划、有步骤地开采矿床，必须根据开采技术条件、采矿技术装备水平和投资规模等因素，圈定适宜的开采范围。

1) 矿区、矿田、井田

划归一个公司或矿务局开采的矿床叫矿区。划归一个矿山开采的矿床或其一部分叫矿田。划归一个矿井（坑口）开采的矿床或其一部分叫井田（图14-4）。

2) 阶段和采区

在井田范围内，通常沿倾斜把矿床划分成一个一个的水平长条矿段，这种矿段称为阶段或中段。阶段的长度等于井田边界沿走向的长度，阶段高度等于上下两个阶段平巷间的垂直距离。缓倾斜矿体的阶段高度通常小于或等于20~30m，急倾斜矿体的阶段高度通常为50~60m，也有高达80~120m的。

在阶段范围内，沿矿体走向把阶段划分成若干采区或矿块。它是进行采矿工作的基本单元，一般都有采区运输、通风、联络等通道，可独立地完成全部回采工作。采区的范围是：沿倾斜以上下两个阶段平巷为界，沿走向以采区天井为界，采区的大小用采区长度、采区高度及采区的宽度尺寸表示。

3) 矿房及矿柱

根据采矿的要求，将采区划分为若干矿房和矿柱。矿柱又按其其与矿房对应的位置分为顶柱、底柱和间柱。

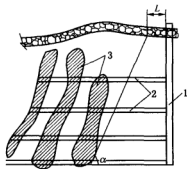


图14-4 地下采矿井巷布置图

1—天井；2—阶段平巷；3—矿体；
L—保安矿柱； α —移动角

2. 开采顺序

井田中阶段的开采顺序一般是由上而下，即先采上部阶段，后采下部阶段。在某些特殊条件下也可采用由下往上的回采顺序。

3. 开采步骤

(1) 开拓工作。指从地面掘进一系列井巷达到矿床，使矿床连通地面，形成行人、运输、通风、排水、供电、供风、供水等系统。

(2) 采准工作。指在已开拓完毕的矿床里，掘进采准巷道，将阶段划分成矿块作为回采的独立单元，并在矿块内创造行人、凿岩、放矿、通风等条件。

(3) 采准系数是指每一千吨矿块采出矿石总量所需掘进的采准、切割巷道米数。

(4) 切割工作。指在已采准完毕的矿块内，为大规模回采矿石开辟自由面 and 自由空间。

(5) 回采工作。包括落矿、运搬和地压管理等三项主要作业。

4. 矿石损失与贫化

(1) 矿石损失。矿石损失是指在开采过程中，由于各种因素，如地质构造、开采技术条件、采矿方法及管理等的综合影响造成部分工业矿石的丢失。

(2) 矿石贫化。矿石贫化是指在开采过程中由于矿体上下盘围岩或夹石的混入等综合因素的影响，使采出矿石的品位较未采前工业矿石品位降低的情况。

5. 三级矿量

三级矿量是指在矿床开采过程中开拓和采准巷道圈定的矿石储量，按采矿准备程度和可采程度将矿床储量分为三级，即开拓矿量、采准矿量和备采矿量。

(二) 地下采矿方法及安全技术

1. 开采引起围岩变形及移动

矿石采出以后，原岩应力平衡遭到破坏，使围岩发生变形、位移、开裂、冒落，甚至产生大面积的移动。随着采空区的不断扩大，岩体移动的范围也不断扩大。当岩体移动范围扩大到地表时，地表将产生变形和移动，形成下沉盆地或塌陷坑。

为使新建矿山的地表工业场地、建筑物、构筑物、竖井等主要开拓坑口，布置在不受开采影响的安全地带，必须进行开采后地表和岩体移动预计范围的圈定。

2. 采矿方法分类及其适用条件

依据回采时地压管理方法，将地下矿山的采矿方法划分为三大类，即空场采矿法、充填采矿法和崩落采矿法。

空场采矿法：将矿块划分为矿房和矿柱，分两步回采，即先采矿房后采矿柱，以围岩本身的强度及矿柱来支撑采空区的顶板。因此，矿体和围岩稳固是其应用的基本条件。

充填采矿法：回采时，随回采工作面的推进，用充填材料充填采空区，防止矿岩冒落。因此，不论矿岩是否稳固，均可以采用。

崩落采矿法：为进一步回采，随回采工作面的推进，同时崩落围岩并充满采空区，达到控制和管理地压的目的。围岩不稳固也可以采用。

影响采矿方法选择的因素：

(1) 矿床的地质条件；

(2) 采矿的特殊要求；

①地表是否允许陷落。当矿体开采后，在地表移动范围内，如有公路等不允许陷落的设施、建筑物、构筑物时，不能用崩落采矿法。

②加工部门对矿石质量的特殊要求。矿石的品位及品级在某些加工部门有特殊要求，如高炉铁矿对矿石的品位、品级及有害含量都有特殊要求，因此不能采用贫化率较高的采矿法。

③有某些特殊危害的矿石。矿石中含硫、碳均高，有结块和自燃的矿石，不能采用留矿法和崩落法，只能用充填法或预灌浆的分段崩落法。若开采含有放射性元素的矿石，一般要求采场通风条件良好。

④国家的某些特殊要求。国家对某些原料的规模或金属量、损失率等有特殊要求，凡不能满足要求的采矿方法都不能采用。

(3) 采矿方法本身的因素。

3. 空场采矿法

空场采矿法适用于矿岩中等以上稳固、矿岩接触面较明显、形态较稳定的矿体。其优点是：成本低，生产能力和劳动生产率高。缺点是：采空区留下大量矿柱，且回采困难。

空场采矿法可分为分层（单层）空场法、分段空场法和阶段空场法（阶段矿房法）。空场法又可分为全面采矿法、房柱采矿法和留矿采矿法。矿房、矿柱的布置及划分如图 14-5 所示。

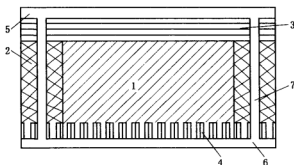


图 14-5 矿房、矿柱布置与划分

1—矿房；2—矿柱；3—顶柱；4—底柱；5—回风巷道；6—运输巷道；7—天井

1) 全面采矿法

(1) 适用条件。全面采矿法是一种主要用于开采水平或缓倾斜矿体的采矿方法，其适用条件主要为：矿岩中等稳固以上，矿体倾角小于 30° ，矿厚不大于 5m 的层状或似层状矿体。顶板岩石稳固性较差，但采取护顶措施后，能保证作业安全条件，亦可采用全面采矿法。

(2) 方案特性。全面采矿法一般沿矿体走向划分成矿块，在矿块中进行回采，留下不规则矿柱。

如果顶板不太稳固时，需用杆柱加固。矿块内的各项回采作业，均在暴露的顶板下进

行。顶板暴露面积一般小于 $200 \sim 500\text{m}^2$ 。

(3) 一般规定:

①采场可根据情况留或不留矿柱, 采场一般留小于 3m 直径的不规则矿柱, 其间距以能支撑顶板, 确保安全为原则。

②开采经济价值高的矿体或富矿石, 应考虑采取人工柱支护顶板的措施, 或将矿柱放在废石(夹石)或贫矿中。

③切割巷道应从贯通的上山中开始施工, 禁止从盲漏斗中进行。

④矿体厚度小于 3m 时, 全厚一次回采, 厚度大于 3m 时, 可分层回采。

⑤回采工作面可用直线式或阶梯式。采用阶梯式时, 阶梯长度 $8 \sim 20\text{m}$, 阶梯之间超前距离不大于 3m 。

⑥薄矿体采用浅眼落矿。当矿体厚度大于 5m , 且顶板极稳固时, 可采用中深孔落矿。

⑦确定专人经常检查顶板, 对顶板浮石进行处理, 并定期观测顶板变化情况; 顶板局部不稳固时, 应及时采取临时性支护措施以确保安全生产。

⑧顶板出现漏水等异常情况时, 应先行打探水孔, 在采取措施后, 方能继续作业。

⑨采场回采结束时, 应及时回收底板粉矿, 采场内的矿柱一般不回收。

2) 房柱采矿法

(1) 适用条件。房柱采矿法一般适用开采矿石与围岩稳固或较稳固, 矿体倾角 30° 以下, 矿体厚度小于 $8 \sim 10\text{m}$, 矿石价值不高或品位较低的矿体。其优点主要是采准切割工作量小, 回采工序与劳动组织简单, 凿岩、运搬与出矿可以同时进行, 矿房生产能力大, 劳动效率高, 矿房内通风良好; 缺点是矿石回采率低, 开采面积大时地压活动频繁等。

(2) 方案特点。房柱采矿法是在矿块内布置矿房和矿柱, 回采矿房时留下规则的、不连续或连续的矿柱, 借以支撑采空区顶板。

(3) 一般规定:

①采区沿矿体走向布置, 在采区内垂直走向划分若干采场, 采场由规则的矿房和矿柱组成。

②采区走向长度一般为 $60 \sim 80\text{m}$, 矿房跨度根据顶板围岩稳固情况确定, 一般为 $8 \sim 15\text{m}$, 倾斜长度不超过 60m 。

③采场内的矩形矿柱(或圆形、椭圆形、方形)一般为 $3\text{m} \times 5\text{m}$, 矿柱沿倾斜间距一般为 $5 \sim 7\text{m}$ 。

④多层矿体分别开采时, 应自上而下逐层回采, 上下矿房的矿柱应相互对应。一般要求是, 上层矿的采空区顶板已经冒落后, 才能回采下层矿石。

⑤矿体厚度小于 3m 的采场, 全厚一起回采; 大于 3m 的采场, 应采用分层或预切顶的方法回采。

(4) 采区的布置及构成要素。一般情况下, 沿矿体走向划分若干个采区, 采区内划分 $5 \sim 7$ 个矿块(即 $5 \sim 7$ 个采场)。为了确保安全, 采区之间须留连续矿柱。阶段高度为 $15 \sim 25\text{m}$, 采场斜长 $30 \sim 60\text{m}$, 采场宽度 $6 \sim 12\text{m}$, 采区走向长度一般为 $30 \sim 80\text{m}$ 。顶柱宽度一般为 $2 \sim 3\text{m}$, 底柱厚度一般为 $3 \sim 5\text{m}$, 采区间的连续矿柱宽度一般为 46m 。

3) 留矿采矿法

(1) 适用条件。留矿采矿法适用于矿岩中等稳固以上, 厚度从极薄至厚的急倾斜矿

体。要求矿体倾角变化小,矿石不结块,无氧化特性,不自燃。

(2) 方案特点。留矿采矿法主要有浅孔留矿采矿法、深孔留矿采矿法和极薄矿脉留矿采矿法。

浅孔留矿法的特点是工人直接在顶板大暴露面积下作业。

采切工程主要有:沿脉平巷,采准天井,采场联络道,电耙道,拉底巷,漏斗等。

(3) 一般规定和要求:

①采场局部放矿,必须加强管理,控制每个漏斗的放矿量,保持采场内留矿面平整,在受放矿影响的留矿面上,禁止人员通行和作业;如发现矿石悬空,必须及时处理。

②采场上、下盘局部不稳固时,可用锚杆支护,以确保安全作业。

③采场留矿面至回采作业面的高应为1.8~2m。

④开采第一分层前,应将下部漏斗扩好,并充满矿石。

⑤采场沿走向布置,长度40~60m,阶段高为40~60m,薄矿脉时可适当降低。

⑥间柱宽度为6~10m,顶柱3~6m,底柱根据底部结构确定。

⑦底部结构可采用自溜漏斗放矿、振动放矿和电耙底部结构。漏斗间距5~6m;振动放矿时可为6~10m。

⑧阶段运输平巷,可采用脉内和脉外布置方式。运输量小时,可用脉内布置。

⑨人行天井一般布置在间柱中,每隔4~6m开掘联络巷道;作业面与两端人行道必须畅通。

⑩矿房落矿可用上向炮孔和水平炮孔,矿房顶板在短轴方向上呈拱形。

4. 充填采矿法

充填采矿法是随着回采工作面的推进,用充填料对采空区进行充填的采矿方法。充填采矿法适用地表需要保护,矿石经济价值高,上部或相邻矿体暂不开采,矿石或围岩具有自燃性和开采技术条件复杂的矿床。

充填采矿法分为干式充填采矿法、水砂充填采矿法和胶结充填采矿法。

1) 干式充填采矿法

(1) 适用条件。干式充填法主要用来开采围岩不稳固,矿体较稳固的倾斜或急倾斜的薄或中厚矿体,而形态比较复杂的高品位矿体或矿脉。

(2) 方案特点。将矿块划分为矿房和矿柱,先采矿房,后采矿柱。矿房自下而上分层回采。随着回采工作面向上推进,逐层充填采空区以维护上下盘围岩和造成不断上采的作业条件。矿房回采到最后一个分层后,进行接顶充填。矿柱则在采完一批矿房或一个阶段后再进行回采。

(3) 采场的构成要素。在矿岩比较稳固的条件下,矿体厚度不超过10~15m,矿房沿走向布置;若厚度超过10~15m则垂直走向布置。阶段高度一般为30~60m;矿房的水平面积一般应控制在300~500m²以内;间柱的宽度取决于矿岩的稳固性和间柱的回采方法。

(4) 回采工艺。回采工作按分层逐层进行,每采完一层立即充填一层,使工作空间始终保持1.8~2.2m的高度。每一分层的回采作业包括落矿、撬毛、运搬矿石、充填、平场、浇灌混凝土隔墙和底板,加高溜矿井和顺路天井等。

(5) 充填工作。充填用废石进行充填,用大块废石砌筑一个或多个围墙,中间用碎

石充填接顶,并外加以规则的预制混凝土,以支撑采空区;或用中深孔定向抛掷爆破将岩石抛入采空区充填;有的矿山用铲运机运送废石充填采空区。

(6) 采场顶板支护。控顶区一般采用锚杆护顶,个别矿山采用木棚、木立柱或混凝土支护。

2) 上向分层水砂充填采矿法

(1) 适用条件。水砂充填法适用于开采矿岩较稳固或围岩不稳固而矿体稳固的矿体。尤其对矿体走向长度较大,而平均厚度又小于10~15m的急倾斜矿体,效果最佳。

(2) 方案特点。上向分层回采,各分层以采矿、出矿、充填的形式循环作业;工作面至充填体空区高度较小,两帮维护较易,能适应矿体的变化,不易丢边和超采;作业人员在空场中作业,对于局部不稳固矿体,顶板须护顶加固;充填料可以是尾砂、废石、河砂和炉渣。

(3) 采场构成要素。矿体水平厚度小于15m,采场沿矿体走向布置,长度一般为30~60m;矿体水平厚度大于15m时,采场垂直矿体走向布置,宽度一般为10~20m。阶段高度30~60m,间柱宽度6~10m,顶柱高3~4m,底柱高5~6m。

(4) 回采工作注意事项。凿岩爆破前后,均须对采场顶板进行认真的检查处理。采场面积大或采场顶板脱层,稳固性差的采场,应采用锚杆金属网或长锚索及短锚杆等联合加固顶板或矿体,以保证安全。

一般规定和要求如下:

同一矿体的各阶段间柱应相互对应,多层缓倾斜矿体在同一阶段的间柱也应相互对应。充填井一般布置在采场中央,应与出矿溜井、泄水井、人行井等错开布置,其错开距离不小于5m。溜矿井口应保持有格筛。

采用矿石底柱时,拉底层底板必须平整,在底板上应构筑厚度不小于0.4m、混凝土强度不小于15MPa的钢筋混凝土隔离层,并使其周边伸入围岩中。

每班下班前,或每分层出矿结束时,采场放矿溜井应装满矿石。

采场充填前,间柱的一侧,应筑密实的混凝土隔离层。

每分层水砂充填面上,应铺设厚度不小于0.4m,强度不低于5MPa的水砂胶结面。

3) 胶结充填采矿法

胶结充填法有上向胶结充填法、下向分层胶结充填法及阶段胶结充填法。

阶段胶结充填采矿法是指用空场法回采矿房或矿柱,然后用充填料一次充填采空区,用以支撑上下盘围岩或周围的充填体,为间柱和周围采场的回采创造安全条件。

(1) 适用条件。胶结充填采矿法适用于矿岩不稳固或较稳固,能用空场法回采的厚大矿体;矿石价值高,矿柱回收要求高,地表不允许塌陷的矿床;急倾斜中厚矿体和缓倾斜中厚以上的矿体。

(2) 方案特点。胶结充填法兼有空场法生产能力大和充填法回收率高及保护地表的优点,克服了分层充填繁杂作业循环的缺点。一次充填量大,能充分利用多种充填料,回采与充填工作互不干扰,制约关系小,大量出矿阶段有利于保证产量均衡。但充填采场构筑密闭隔水墙工作量大。

(3) 采场构成要素。当矿体厚度小于15m时,沿矿体走向布置采场;当厚度大于15m时,沿垂直走向布置采场;当厚度大于50m时,可布置几个采场,采场长一般为20~

40m; 采场高度相差较大, VCR 法回采时一般为 40~50m, 分段空场和阶段空场嗣后充填法一般为 80~100m, 有的可达 240m。

(4) 采准切割。采切工作主要包括: 出矿系统、凿岩硐室、拉底巷道和切割天井等。

(5) 采场支护。凿岩硐室一般应用喷锚或喷锚网支护。采场一般靠自身的稳固性维护, 在上下盘围岩稳固性欠佳时, 采用长锚索加固。

(6) 采场充填。密闭隔墙及滤水设施检查合格后即可开始充填。首先进行试充填, 未发现封闭工程有漏洞时, 方可正式充填。

密闭墙的滤水管在开始充填前关闭, 待澄清后再打开放水。采场充填为分期充填, 为防止跑浆事故, 减少充填体对隔墙的压力, 一般充 5~7m 胶结料, 待初凝以后, 再依次充填, 直到采场充满为止。

为了提高岩石充填和胶结尾砂充填料在采场的质量, 要考虑采场的几何形状, 充填料的入口位置。当采场长度不大, 一般来说把充填井布置在采场中间就可达到目的。

为了使充填体进行排水和养护, 最少要 4 个月才允许相邻采场进行回采。

5. 崩落采矿法

崩落采矿法是随着矿石的采出, 有计划地强制或自然崩落矿体上盘围岩充填采空区的采矿方法。在回采过程中, 不需要划分矿房和矿柱, 而是以矿块为单元, 按一定的顺序进行连续回采。

崩落采矿法主要有壁式崩落法、无底柱分段崩落法、有底柱分段崩落法和阶段崩落法, 分述如下。

1) 壁式崩落采矿法

(1) 适用条件。壁式崩落法适用于地表允许崩落, 矿体厚度为 0.8~4m, 矿体倾向在 25°~30°以下, 顶板岩石不稳固, 矿体产状和形态比较规整的矿体。其优点是: 采准布置比较简单, 在工作面可以手选, 将废石留在空区。缺点是: 开采强度低, 坑木消耗大, 设备效率和劳动生产率低。

(2) 方案特点。壁式崩落法的特点是矿体被阶段平巷或盘区平巷和上山等采准巷道划分成若干矿壁而进行回采的, 按其矿壁尺寸及工作面的形式分为长壁、短壁崩落法。用壁式崩落法回采工作面一定距离时, 必须崩落部分顶板(房顶), 而后才能继续回采矿壁。

(3) 矿块布置和构成要素。矿块一般采用沿走向布置, 仅在矿体倾角小于 5°~7°, 且宽度又很大时, 矿块采用垂直走向布置。

(4) 回采。总的回采顺序是下向开采, 在走向上一般是由矿体边界向主要开拓巷道推进, 以单翼或双翼进行后退式回采, 上阶段的回采工作面应超前下阶段工作面 50m 以上。仅在矿体走向长度大, 又急于投产的矿段, 可采用前进式回采顺序。

2) 无底柱分段崩落采矿法

(1) 适用条件及方案特点。无底柱分段崩落采矿法是将矿体按阶段划分成若干分段, 自上而下回采。每个分段又按水平划分成若干分条, 即回采巷道(进路), 在回采巷道中按崩矿步距逐步回采, 崩落的矿石在崩落的覆盖岩层下从回采巷道中端部出矿。该法具有采场结构简单、机械化程度高、回采强度大、劳动效率高、作业安全等优点; 缺点是矿石的损失贫化大, 通风困难, 地表土易随雨水涌入井下, 形成泥石流, 不利于安全生产。

(2) 矿块布置和构成要素。矿块布置一般根据矿体厚度和出矿设备有效运距确定。一般情况下, 矿体厚度小于 20m 时, 矿块沿走向布置; 大于 20 ~ 40m 时, 沿垂直矿体走向布置。

(3) 采准切割。阶段运输沿脉平巷、天井、溜井一般布置在下盘岩石中, 当矿体下盘不稳固而上盘岩稳固时, 也可将上述井巷布置在上盘岩石中。

(4) 回采。回采工作包括中深孔凿岩、装药与爆破、通风、出矿。回采顺序一般由上盘向下盘后退式推进; 当矿体很厚时, 可在矿体中间布置切割槽分别向上、下盘后退式推进。

(5) 覆盖岩层的形成及地压管理。无底柱分段崩落法特点是崩落上覆围岩以控制地压, 且在覆盖岩石下进行放矿。因此, 初期形成覆盖层是无底柱分段崩落法的必要条件。覆盖岩的形成可以采用自然冒落、强制崩落、人工回填废石或暂留矿石垫层等方法。

3) 有底柱分段崩落采矿法

(1) 适用条件及方案特点。有底柱分段崩落法适用于产状、形态变化不大, 不含或少含夹石, 矿石无自燃性和结块性的急倾斜矿体或任何倾角的厚或极厚矿体。

(2) 矿块布置。急倾斜和倾斜矿体, 厚度大于 15 ~ 20m 时, 沿矿体走向布置矿块; 厚度大于 15 ~ 20m 时, 沿矿块垂直走向布置。缓倾斜矿体一般布置垂直走向的脉内电耙道。

(3) 回采顺序。一般为自上而下进行, 相邻的平行矿体由顶盘到底盘进行回采; 多分段同时回采时, 上分段应超前下分段回采, 其超前距离不小于一个分段高度。

主要有垂直层小补偿空间挤压爆破落矿、水平层挤压爆破落矿、垂直层与水平层联合落矿、垂直层侧向挤压爆破落矿, 还有自由空间爆破落矿和药室爆破落矿。放矿应按所确定的放矿顺序、放矿制度及适应覆盖岩下放矿的矿石移动规律, 编制的各矿块 (电耙道) 的放矿图表进行出矿。溜矿井必须加格筛, 并在溜井一侧留有不小于 0.8m 的人行道。

三、矿山通风与防尘

(一) 井下通风与防尘

非煤矿山通风系统是向井下各作业地点供给新鲜空气、排出污浊空气的通风网路和通风动力以及通风控制设施等构成的工程体系。此外, 阶段通风网路、采区通风网路和通风构筑物, 也是通风系统的重要组成要素。

矿井通风的基本原理, 可参看煤矿矿井通风部分。下面对非煤地下矿山通风特点作一介绍。

1. 多级机站通风

这是一种由多级进风机站、以接力方式将新鲜空气经进风巷压送到作业区, 再由多级回风机站将作业时形成的污浊空气经由回风巷排出矿井的通风系统。其通风方式属压、抽结合式。由于此系统在进风段、需风段和回风段均设有通风机, 对全系统实行均压通风, 能有效控制漏风, 节省通风能耗, 而且风量调节也很灵活。本通风系统比较实用于多中段同时开采的矿山, 适应性强。但是, 其缺点是所需通风设备多, 管理较复杂。如图 14-6 所示。

2. 阶段通风

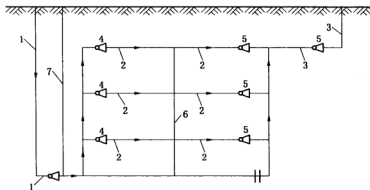


图 14-6 多级机站通风系统示意图

1—进风巷道（进风段）；2—蓄风巷；3—回风巷；4—两级压入风机；5—抽出风机；6—溜矿井；7—提升井

非煤矿山经常多阶段同时作业。有的非煤矿山甚至 5~6 个中段同时采矿，几十个采矿作业面同时生产作业。为使各阶段作业面都能从进风井得到新鲜风流，并将所排出的污风送到回风井，各作业面的风流应互不串联，就必须对各阶段的进、回风巷道统一安排，构成一定形式的阶段通风网络。阶段通风网络由阶段进风道、阶段回风道、矿井总回风巷和集中回风天井等巷道连接而成：

（1）阶段进风道。通常利用阶段运输巷道兼阶段进风道。当运输道中装卸矿作业的产尘量大或者漏风严重无法控制时，也可开凿专用进风巷。

（2）阶段回风道。通常利用上阶段已结束作业的运输道做下阶段的回风道。如果没有一个已结束作业的运输道可供回风之用，则应该设立专用的阶段回风道。

（3）总回风道与集中回风天井。在各开采阶段的最上部，维护或者开凿一条专用回风道，用以汇集下部各阶段作业面所排出的污风，并将其送至回风井，此回风道称为总回风道。集中回风天井是沿走向布置的贯通各阶段的回风小井，它可以将各阶段专业面排出的污风送至上部总回风巷。

非煤矿山一般使用以下几种阶段通风网路：

（1）阶梯式。当矿体由边界回风井向中央进风井方向后退回采时，可以利用上阶段已经结束作业的运输巷道做下阶段的回风道，使各阶段的风流呈阶梯式错开，新风与污风互不串联（图 14-7）。这种通风网路结构简单，工程量少，风流稳定，适用于能严格遵守回采次序，矿体规整的脉状矿床。

（2）平行双巷式。每个阶段开凿两条沿走向互相平行的巷道，其中一条进风，另一条出风，构成平行双巷通风网。各阶段采场均由本阶段风道得到新鲜风流，其污风经由上阶段或本阶段的回风道排出（图 14-8）。平行双巷道通风网结构简单，能有效解决风流串联污染问题。但是其开拓工程量大，适宜在矿体较厚，开采强度较大的矿山使用。

（3）棋盘式。由各阶段进风道、集中回风天井和总回风道所构成。通常，在上部已经开采阶段维护或者开凿一条总回风道，然后沿矿体走向每隔一定距离（60~120m），保留一条贯通上下各阶段的回风天井。各天井与阶段运输道交叉处用风桥或绕道跨过。其通

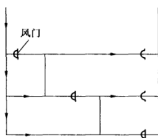


图 14-7 阶梯式阶段通风网

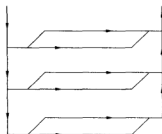


图 14-8 平行双向阶段通风网

风网路结构如图 14-9 所示。

(4) 上下行间隔式。其通风网路结构如图 14-10 所示。每隔一个阶段建立一条脉外集中回风平巷，用来汇集上下两个阶段的污风，然后排到回风井。在回风阶段上部的作业面，由上阶段运输道进风，风流下行，污风由下行排风巷排走。在回风阶段下部的作业面，由下阶段运输巷进风，风流上行，污风也汇集于回风巷排走。

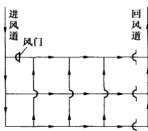


图 14-9 棋盘式阶段通风网

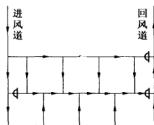


图 14-10 上下行间隔式阶段通风网

(二) 露天矿通风

露天矿的自然通风。露天矿大气系指露天采场内及其地面附近的贴地层（或近地层）内的大气。地面空气进入露天采场后，与开采的矿岩种类及工艺方式有关的有害杂质（或污染物）相混合，则发生物理变化和化学变化，从而使大气中污染物种类增多，污染物浓度发生变化，露天矿大气就受到了污染。

露天矿各个开采时期的大气污染水平与露天矿的自然通风方式有关。影响自然通风方式的有自然风力、自然热力（包括采场内的）及露天矿的开采参数（平面尺度、帮坡角大小）等因素。露天矿风流的运动，是地面风流与露天矿开采参数互相作用的结果。若沿主风向的露天矿的平均受风宽度为 L （单位 m ），开采深度为 H （单位 m ），则露天矿的相对通风度 μ （无量纲数）为：

$$\mu = L \div H$$

当 $\mu > 10$ 时，通风效果良好；当 $\mu = 6 \sim 10$ 时，通风效果一般；当 $\mu < 6$ 时，通风效果

不好。一般情况下,把 $\mu < 6$ 时的露天矿称为深凹露天矿。

露天矿自然通风的主要种类有:

(1) 逆温式通风。当露天矿的边坡和相邻地区地表的热量流失而冷却(太阳辐射减弱或停止时),垂直温度梯度 y 出现负值(逆温)时,露天矿可能按逆温方式通风。此时,贴地层的冷空气(密度大),携带着四周边帮的有害杂质流向露天坑底,较热的空气则被挤出而上升,最终形成逆温式通风。这种情况,是露天矿通风污染最严重的时刻。

(2) 对流式通风。与逆温式通风相反,当露天矿的边帮和相邻地区获得热量(太阳辐射强时),垂直温度梯度 y 出现正值时,露天矿可能按对流式进行通风。此时,贴地层的热空气(密度小),携带着四周边帮的有害杂质被下降的冷空气挤出,沿边帮外溢,致形成对流式通风。这种情况,是露天矿通风最好的时刻。

此外,还有直流式通风、回流式通风、直流-回流混合式通风等露天矿通风方式,这里就不作详细介绍。

第二节 非煤矿山火灾事故的预防与处理

一、概述

1. 矿山火灾的分类与性质

非煤矿山火灾,是指非煤矿山企业内所发生的火灾。

井下火灾与地面火灾不同,井下空间有限,供氧量不足,容易生成大量有毒有害气体(由于井下空间小,即使产生有毒有害气体不多,也有可能达到危害井下人员生命的浓度),这是井下火灾易于造成重大事故的一个重要原因。

根据火灾发生的原因,可分外因火灾和内因火灾两种。

外因火灾(也称外源火灾)是由外部各种原因引起的火灾。

内因火灾(也称自燃火灾)是由矿岩本身的物理和化学反应热所引起的。

2. 国内外矿山火灾概况

外因火灾在任何矿山者有可能发生,而内因火灾只能在具有自燃性矿床的矿山发生而且是有条件的,发火原因十分复杂,根据目前我国已开采的矿山统计,发生内因火灾的矿山,硫铁矿约有20%~30%,有色金属矿或多金属矿化矿约有5%~10%,特别是矿体顶板为碳质页岩的硫化矿床发火可能性较大。比如我国的大厂铜坑锡矿、湘潭锰矿、永福硫铁矿、临桂硫铁矿等。

根据国内外自燃火灾现象观测,自燃火灾大多数发生在距地表100m左右的半氧化带或次生硫化富集带、断层破碎带或矿体与围岩的接触破碎带。主要的氧化自热物质有黄铁矿(胶状黄铁矿更甚)、白铁矿、磁黄铁矿等。

火灾发生以后所产生的火风压,可以使通过矿井的总风量增加或减少,还可以使一些风流反向流动,打乱通风系统。火灾气体除了对人体造成危害外,还会腐蚀井下的生产设备。

非煤矿山的自燃火灾是很难一次性扑灭的,即使扑灭了,遇条件适合又可能复燃,还

会有新的火源产生。因此,凡是有自燃火灾的矿床,防灭火工作就会是长期的,几乎要持续到矿体采完为止,所支付的直接防灭火费用是十分惊人的。

非煤矿山的外因火灾往往不被人们重视,其实外因火灾所造成的人身伤亡事故远比内因火灾严重,经济损失也是十分惊人的。1999年,金川镍矿发生井下火灾,18人遇难;2004年11月20日,河北沙河铁矿发生井下火灾,67名矿工遇难。矿山火灾给人类带来的损失是灾难性的,教训极为深刻。应引起采矿界的高度重视。尤其是那些井下坑木消耗较多的矿山更应特别注意。

二、外因火灾

1. 外因火灾的发生原因

在我国非煤矿山中,矿山外因火灾绝大部分是因为木支架或木制品与明火接触、电气线路、照明和电气线路、照明和电气设备的使用和管理不善,在井下违章进行焊接作业、使用火焰灯、吸烟、无意或有点火等外部原因所引起的。随着矿山机械化、自动化程度的提高,因而电气原因所引起的火灾比例会不断增加,这就要求在设计和使用机电设备时,应严格遵守电气防火条例,防止因短路、过负荷、接触不良等原因引起火灾。

井下火灾比地面火灾危害更大,井下工人不但在火源附近直接受到火焰的威胁,而且距火源较远的地点,由于火焰随风流扩散带有大量有毒有害和窒息性气体,使工人的生命安全受到严重威胁,往往酿成重大或特大伤亡事故。近年来,由于井下着火引起炸药燃烧、爆炸的事故也时有发生,造成严重的人员伤亡和财产损失。

现就各种原因所引起的外因火灾实例说明如下:

(1) 明火引起的火灾与爆炸。在井下使用电石灯照明,吸烟或无意有点火所引起的火灾占有相当大的比例。电石灯火焰与蜡纸、碎木材、油棉纱等可燃物接触,很容易将其引燃,如果扑灭不及时,便会酿成火灾。非煤矿山井下,一般禁止吸烟,未熄灭的烟头随意乱扔,遇到可燃物是很危险的。据测定结果:香烟在燃烧时,中心最高温度可达 $650 \sim 750^{\circ}\text{C}$,表面温度达 $350 \sim 450^{\circ}\text{C}$ 。如果被引燃的可燃物是容易着火的,又有外在风流,就很可能酿成火灾。

(2) 爆破作业引起的火灾。爆破作业中发生的炸药燃烧及爆破原因引起的硫化矿尘燃烧、木材燃烧,爆破后因通风不良造成可燃性气体聚集而发生燃烧、爆炸均属爆破作业引起的火灾。近年来,这类燃烧事故时有发生,造成人员伤亡和财产损失。其直接原因可以归纳为:在常规的炮孔爆破时,引燃硫化矿尘;某些采矿方法(如崩落法)采场爆破产生的高温引燃采空区的木材;大爆破时,高温引燃黄铁矿粉末、黄铁矿矿尘及木材等可燃物;爆破产生的碳、氢化合物等可燃性气体积聚到一定浓度,遇摩擦、冲击或明火,便会发生燃烧甚至爆炸。

炸药燃烧不同于一般物质的燃烧,它本身含有足够的氧,无须空气助燃,燃烧时没有明显的火焰,而是产生大量有毒有害气体。燃烧初期,生成大量氮氧化物,表面呈棕色,中心呈白色。氮氧化物的毒性比CO更为剧烈,严重者可引起肺水肿造成死亡,所以在处理炮烟中毒患者时,要分辨清楚是哪种气体中毒。在井下空间有限的条件下,炸药燃烧时生成的大量气体,因膨胀、摩擦、冲击等原因而产生巨大的响声。

(3) 焊接作业引起的火灾。在矿山地面、井口或井下进行气焊、切割及电焊作业时,

如果没有采取可靠的防火措施,由焊接、切割产生的火花及金属熔融体遇到木材、棉纱或其他可燃物,便可能造成火灾。据测定结果,焊接、切割时飞散的火花及金属熔融体碎粒的温度高达 $1500 \sim 2000^{\circ}\text{C}$,其水平飞散距离可达 10m ,在井筒中下落的距离则可大于 10m 。由此可见,这是一种十分危险的引火源,必须引起高度重视。

(4) 电气原因引起的火灾。电气线路、照明灯具、电气设备的短路,过负荷,容易引起火灾。电火花、电弧及高温赤热导体引燃电气设备、电缆等的绝缘材料极易着火。有的矿山用灯泡烘烤爆破材料或用电炉、大功率灯泡取暖、防潮而引燃了炸药或木材,往往造成严重的火灾、中毒、爆炸事故。

用电发生过负荷时,导体发热容易使绝缘材料烤干、烧焦,并失去其绝缘性能,使线路发生短路,遇有可燃物时,极易造成火灾。

白炽灯泡的表面温度:40W以下的为 $70 \sim 90^{\circ}\text{C}$,60~500W的 $80 \sim 110^{\circ}\text{C}$,1000W以上的为 $100 \sim 300^{\circ}\text{C}$,当白炽灯泡打破而灯丝未断时,钨丝最高温度可达 2500°C 左右,这些都能构成引火源,引起火灾发生。

2. 外因火灾的预防

(1) 地面火灾。对于矿山地面火灾,应遵照中华人民共和国公安部关于火灾、重大火灾和特大火灾的规定进行统计报告。应遵守《中华人民共和国消防条例》和当地消防机关的要求,建立防火制度,完善防火措施,配备足够的消防器材。

(2) 井下火灾。井下火灾的预防应按照《金属非金属矿山安全规程》有关条款的要求,由安全部门组织实施。其一般要求是:对于进风井筒、井架和井口建筑物、进风平巷,应采用不燃性材料建筑;对于已有的木支架进风井筒、平巷要求逐步更换;用木支架支护的竖、斜井井架,井口房、主要运输巷道、井底车场和硐室要设置消防水管;如果用生产供水管兼作消防水管,必须每隔 $50 \sim 100\text{m}$ 安设支管和供水接头;井口木料厂、有自燃发火的废石堆(或矿石堆)、炉渣场,应布置在距离进风口主要风向的下风侧 80m 以外的地点并采取必要的防火措施;主要通风机房和压入式辅助通风机房、风硐及空气预热风道、井下电机车库、井下机修及电机硐室、变压器硐室、变电所、油库等,都必须用不燃性材料建筑,并配备相应的灭火器材;井下应配备一定数量的自救器,集中存放在合适的场所,并应定期检查或更换,在危险区附近作业的人员必须随身携带以便应急;井下各种油类,应分别存放在专用的硐室中,装油的铁桶应有严密的封盖,储存动力用油的硐室应有独立的风流并将污风汇入排风巷道,储油量一般不超过三昼夜的用量;井下柴油设备或液压设备严禁漏油,出现漏油时要及时修理,每台柴油设备上应配备灭火装置。

(3) 明火引起火灾的预防措施。为防止在井口发生火灾和污浊风流,禁止用明火或火炉直接接触的方法加热井内空气,也不准用明火烤热井口冻结的管道;在大爆破作业过程中,要加强对电石灯、电炉、电灯等明火的管制,防止明火与炸药及其包装材料接触引起燃烧、爆炸;不得在井下点燃蜡纸作照明,更不准在井下用木材生火取暖。

(4) 焊接作业引起火灾的预防措施。在井口建筑物内或井下从事焊接或切割作业时,要严格按照安全规程执行和报总工程师批准,并制定出相应的防火措施;必须在井筒内进行焊接作业时,须派专人监护防火工作,焊接完毕后,应严格检查和清理现场。

(5) 爆破作业引起火灾的预防措施。对于有硫化矿尘燃烧、爆炸危险的矿山,应限

制一次装药量,并填塞好炮泥,以防止矿石过分破碎和爆破时喷出明火,在爆破过程中和爆破后应采取喷雾洒水等降尘措施。严格对炸药库照明和防潮设施的检查,应防止工作面照明线路短路和产生电火花而引燃炸药,造成火灾。无论在露天台阶爆破或井下爆破作业,均不得使用在黄铁矿中钻孔时所产生的粉末作为填塞炮孔的材料。大爆破作业时,应认真检查运药路线,以防止电气短路、顶板冒落、明火等原因引燃炸药,造成火灾、中毒、爆炸事故。爆破后要进行有效的通风,防止可燃性气体局部积聚,达到燃烧或爆炸限,引起烧伤或爆炸事故。

(6) 电气方面引起火灾的预防措施。井下禁止使用电热器和灯泡取暖、防潮和烤物,以防止热量积聚而引燃可燃物造成火灾;正确地选择、装配和使用电气设备及电缆,以防止发生短路和过负荷。注意电路中接触不良,电阻增加发生热现象,正确进行线路连接、插头连接、电缆连接、灯头连接等;井下输电线路和直流回馈线路,通过木质井框、井架和易燃材料的场所时,必须采取有效的防止漏电或短路的措施;变压器、控制器等用油,在倒入前必须很好干燥,清除杂质,并按有关规程与标准采样,进行理化性质试验,以防止引起电气火灾;严禁将易燃易爆器材存放在电缆接头、铁道接头、临时照明线灯头接头或接地极附近,以免因电火花引起火灾。

3. 外因火灾的扑灭

无论发生在矿山地面或井下的火灾,都应立即采取一切可能的方法直接扑灭,并同时报告消防、救护组织,以减少人员和财产的损失。

直接灭火法是用水、化学灭火器、惰性气体、泡沫剂、砂子或岩粉等,直接在燃烧区域及其附近灭火,以便在火灾初起时迅速地扑灭。

水被广泛地应用于扑灭火灾,它能够降低燃烧物表面温度,特别是水分蒸发为蒸汽时冷却作用更大,水又是扑灭硝酸铵类炸药燃烧最有效的方法。为了有效地灭火,要用大量高压水流,由燃烧物周围向中心冷却。雾状水在火区内能很快变成蒸汽,使燃烧物与氧气隔离,效果更好。在矿山,可以利用消防水管、橡胶水管、喷雾器和水枪等进行灭火。

化学灭火器包括酸碱溶液泡沫灭火器、固体干粉灭火器、溴氟甲烷灭火器和二氧化碳气体灭火器。

酸碱溶液泡沫灭火器是一种常见的灭火器,由酸性溶液(硫酸、硫酸铝)和碱性溶液(碳酸氢钠)在灭火器中相互作用,形成许多液体薄膜小气泡,气泡中充满二氧化碳气体,能降低燃烧物表面温度,隔绝氧气,二氧化碳有助于灭火,泡沫比重与水比为1:7,体积为溶液的7倍,适用于扑灭固体、可燃液体的火灾,喷射距离8~10m,喷射持续时间1.5min。

干粉灭火器是用二氧化碳气体的压力将干粉物质(磷酸铵粉末)喷出,二氧化碳被压缩成液体保存于灭火器中,适用于电气火灾。

灭火用的二氧化碳可以用气状的,也可以用雪片状的。将液体状的二氧化碳装入灭火器的钢瓶中,在其压力作用下由喷射器喷出。这种灭火器不导电、毒性小、不损坏扑救对象,能渗透于难透入的空间,灭火效果较好。适用于易燃液体火灾。

用砂子或岩粉作灭火材料,来源广泛,使用简单。为阻止空气流入燃烧物附近并扑灭火灾,仅需要洒上一层介质覆盖于燃烧物表面即可。适用于电气火灾及易燃液体火灾初起阶段。

灭火手雷和灭火炮弹是一种小型的、简单的干粉式灭火工具，内装磷酸二氢铵和磷酸氢二铵，利用冲击、隔离和化学作用达到灭火目的。对于井下较小的初起火灾有一定效果，我国平顶山矿务局使用过这种工具。

高倍数泡沫灭火是利用起泡性能很强的泡沫液，在压力水作用下，通过喷嘴均匀喷洒到特制的发泡网上，借助于风流的吹动，使每个网孔连续不断形成气液集合的泡体，每个泡体都包裹着一定量的空气，使其原液体积成百或上千倍的膨胀——即通常所说的高倍数泡沫，其灭火原理是隔绝、降温、使火灾窒息，并能阻止火区热对流、热辐射及火灾蔓延。该设备可以在远离火区的安全地点进行扑救工作，扑灭大型明火火灾，灭火速度快、威力大、水渍损失小、灭火后恢复工作容易。

惰性气体灭火是利用惰性气体的窒息性能，抑制可燃物质的燃烧、爆炸或阴燃，经验证明它是一种扑灭大型火灾的有效灭火方法。

三、内因火灾

(一) 内因火灾的发病原因及影响因素

1. 矿岩自燃的一般机理

堆积的含硫矿物或碳质页岩当其与空气接触时，会发生氧化而放出热量。若氧化生成的热量大于向周围散发的热量时，则该物质能自行增高其温度，这种现象就称为自热。

随着温度的升高，氧化加剧，同时放热能力也因而增高。如果这个关系能形成热平衡状态，则温度停止上升，自热现象中止，并且通常在若干时间后即开始冷却。但有时在一定的外界条件下，局部的热量可以积聚，物质便不断加热，直到其着火温度，即引起自燃。

矿顶板岩层为含硫碳质页岩（特别是黄铁矿在碳质页岩中以星点状态存在）时，当顶板岩层被破坏后，黄铁矿和单质碳与空气接触也同样可以产生氧化自热到自燃的现象。

任何一种矿岩自燃的发生，即为矿岩的氧化过程，在此过程中，由于氧化程度的不同，必然呈现出不同的发展阶段，因此可把矿岩自燃的发生划分为氧化、自热和自燃三个阶段。这三个阶段可用矿岩的温升来表示和划分，根据矿岩从常温到自燃整个温升过程的激化程度，可定为：常温至100℃矿岩水分蒸发界限为低温氧化阶段，100℃至矿岩着火温度为高温氧化阶段，矿岩着火温度以上为燃烧阶段。

任何一种矿岩的自燃必须经过上述温升的三个阶段，因而矿岩是否属于自燃矿岩，必须根据温升的三个阶段来确定。

2. 地质条件与内因火灾的关系

在大气和地下水的长期作用下，一般硫化矿床都具有垂直成带性，即自上而下呈氧化带、次生富集带和原生带。其主要化学变化包括氧化、溶解及富集，金属矿物就地变成氧化物等。其中黄铁矿起着重要作用，其他金属硫化物也参与反应，生成各种硫酸盐。

3. 矿物组分与内因火灾的关系

硫化矿床中含有多种矿物成分，与内因火灾有关的矿物组分有：原生黄铁矿、胶状黄铁矿、磁黄铁矿、白铁矿、单铁硫。另外，在多金属硫化矿床中除铁外通常伴有铜、铅、砷、锌等硫化矿物，这些矿物在硫化矿石的自燃中都起一定作用，而碳酸盐类矿物则起抑

制作用。

4. 开采条件与内因火灾的关系

在开采有自燃危险的硫化矿床时, 开采方法对硫化矿石自燃的影响主要表现在: 开采中留于采空区内矿石和木材的数量, 开采后矿岩冒落、破裂和错动的情况以及对采空区隔离的严密程度。采空区内留有大量的碎矿石和木材时, 将增加火灾危险性。特别是井下存在酸性水时, 木材将由于水解作用降低着火温度, 同时在水解过程中放出热量, 因而加快了矿石的氧化。矿岩塌陷和冒落能使矿石和支架破碎, 促进氧化过程的加速。当采空区冒通地表后, 改善了遗留在采空区内矿岩的供氧条件, 对矿岩自燃有很重要的影响。

5. 矿岩氧化自燃的主要影响因素

(1) 矿岩物理化学性质。矿岩的物理化学性质对矿岩的自燃有着重要作用。主要影响因素有: 矿岩的物质组成和硫的存在形式、矿岩的脆性和破碎程度、矿岩的水分、pH 值以及不同的化学电位。矿岩中的惰性物质 (尤其是碳酸盐类矿物) 对矿岩的自燃起抑制作用。

矿岩的物质组成和硫的存在形式是决定矿岩自燃倾向的重要因素。矿岩的破碎程度对矿岩的氧化性有影响, 松脆的和破碎程度大的矿岩, 由于氧化表面积增大而加快其氧化速度; 并且矿岩的破碎也降低了它的着火温度, 所以变得更容易自燃。

(2) 矿床赋存条件。硫化矿床自燃与矿体厚度、倾角等有关。矿体的厚度愈厚与倾角愈大, 则火灾的危险性也愈大。因为急倾斜的矿体遗留在采空区内的木材和碎矿石易于集中, 矿柱易受压破坏, 且采空区较难严密隔离。

(3) 供氧条件。供氧条件是矿岩氧化自燃的决定因素。在开采的条件下, 为保证人员呼吸并将有毒有害气体、粉尘等稀释到安全规程规定的允许浓度以下, 需要向井下送入大量新鲜空气, 这些新鲜空气能使矿岩进行充分的氧化反应。但大量供给空气又能将矿石氧化所产生的热量带走, 破坏了聚热条件。

(4) 水的影响。水能促进黄铁矿的氧化, 是一种供氧剂。但过量的水能带走热量, 并且水汽化时要吸收大量热, 同时生成的 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 是一种胶状物, 会使矿石产生胶结, 故水又是一种抑制剂。

(5) 同时参与反应的矿量的影响。参与反应的矿石和粉矿越多, 自燃的危险性越大。反之则危险性减小。此外, 温度对自燃的影响是一个很重要的因素。因为矿岩的氧化自热是随着温度的升高而加快的。

(二) 矿岩自燃倾向性

矿岩的自燃倾向性系指矿岩中所有物质的综合自燃倾向特性, 而不是单一矿物的自燃倾向特性。矿岩中与自燃倾向性有关的主要特性是矿岩的物质组成、各组分的结构特征、氧化速度、着火温度、热特性等。

1. 矿床成因

在沉积矿岩中, 当含有与矿岩共生的黄铁矿时, 其形态多属于极细粒的无定形黄铁矿, 易于氧化。当与碳质页岩共生时, 易于形成自燃火灾。在热液原生矿床中, 黄铁矿常呈一定的结晶形态产出, 氧化速度慢。在次生富集带内硫铁矿被氧化成无定形的胶状黄铁矿并含有大量的氧化产物, 易于氧化和自燃。磁黄铁矿型矿床在合适的外部条件下也较易

于自燃。

2. 地质构造特征

在硫化矿床中,地质构造,特别是断层破碎带与自燃火灾有着密切的关系。湘潭锰矿内因火灾的25%是发生在断层处。凡口铅锌矿唯一的一次矿石明显自燃现象也发生在断层处。内因火灾还与地质构造中的矿岩接触带及接触破碎带有关。在接触带中往往出现硫化物富集,并由于地下水的的作用,磁铁矿经历了很长时间的氧化过程,易于形成自燃火灾(如大厂铜坑锡矿细脉带)。

3. 物质组成及其分布规律

在钙、镁等碳酸盐类的灰岩含矿带中,硫铁矿的氧化受到钙镁盐类的抑制。黄铁矿的氧化导致周围形成石膏的包裹,使黄铁矿的氧化受到抑制。在现场调查中,需要查明不同类型的含矿带,然后分析各含矿带中的物质组成,以判断引起或抑制自燃火灾的主要物质,确立火灾的可能范围及发展趋势。

4. 矿体和围岩的赋存特点

矿体和围岩的赋存特点的调查包括矿体厚度、倾角、埋藏深度、稳固性、围岩矿化程度及含水量等。矿体厚度越大,倾角越大,而且直接顶板为碳质页岩,稳定性差的硫化矿床一般具有自然发火的特性。

5. 硫铁矿的氧化程度

硫铁矿的氧化程度,是判别矿体在开采过程中是否会出现自燃火灾的重要因素之一。判别硫铁矿是否经过氧化过程的指标是透过矿体裂隙水的pH值以及水中可溶性 Fe^{2+} 、 Fe^{3+} 离子。

6. 采矿方法及回采工艺

在查明正在开采的矿山的内因火灾原因时,需要调查采矿方法、回采工艺及有关回采的技术经济指标。崩落采矿法、留矿法不易消除矿岩自燃所需的供氧量,并留有大量可燃物质。用这类采矿方法开采有自燃倾向的矿床时,往往易于出现自燃火灾。各种充填采矿法对防止自燃火灾或采取防火措施时有利。但如果充填质量差而引起充填料沉降率大时,则对防止自燃特别是顶板岩石的自燃火灾的作用受到限制。各种采矿方法中的一次崩矿量、出矿周期、矿石损失率等对自燃火灾有着重大的影响。

7. 矿井通风

矿井通风方式、风井位置、负压分布及漏风大小等,与自燃火灾有密切关系,调查时需做详细记录。对主要作业点的风质(O_2 、 CO 、 CO_2 、 SO_2 浓度)需取样分析,做出标定。

8. 矿岩温度

主要作业点和不同岩层、矿体的温度(包括空气和矿岩温度)需作测定。

(三) 内因火灾的预防与扑灭

1. 内因火灾发火前的征兆

能尽早而又准确地识别矿井内因火灾的初期征兆。对于防止火灾的发生和及时扑灭火灾都具有极其重要的意义。井下初期内因火灾可以从以下几方面进行识别。

(1) 火灾孕育期的外部征兆。火灾孕育期的外部征兆是指人的感觉器官能直接感受到的征兆,属于此类的有:矿物氧化时生成的水分会增加空气的湿度,在巷道内能看到有雾气或巷道壁“出汗”;在硫化矿井中,当硫化矿物氧化时出现二氧化硫强烈的刺激性臭

味,这种臭味标志着矿内火灾将要发生的较可靠的征兆;上述火灾外部征兆的出现已是矿物或岩石在氧化自热过程相当发达的阶段,因此,为了鉴别自燃火灾的最早阶段,尚需利用适当的仪器进行测定分析。

(2) 矿内空气成分。矿内空气分析法是目前矿山中应用最广而且也是比较可靠的方法。该法的实质是在有自燃危险的地区内,经常系统地采取空气试样进行分析,以观测矿内空气成分的变化。根据分析结果,便可以确定自燃过程的开始及其发展动态。

(3) 矿内空气和矿岩温度。为了准确掌握自燃发展的动态与火源位置,最好将气体分析法与测温法结合起来同时进行。空气与水的温度可用普通温度计或留点温度计测定。而测定矿体和围岩的温度时,也可用留点温度计或热电偶置于待测的钻孔内。

(4) 矿井水的成分。在硫化矿井中,从自热地区流出来的水,其成分与非自热区流出的水是不同的。因此,可以根据对水的分析来判断火源的存在。

2. 内因火灾的预防方法

(1) 预防内因火灾的原则。有自然发火可能的矿山,地质部门向设计部门所提交的地质报告中必须要有“矿岩自燃倾向性判定”内容;贯彻以防为主的精神,在采矿设计中必须采取相应的防火措施;各矿山在编制采掘计划的同时,必须编制防灭火计划;自然发火矿山尽可能掌握各种矿岩的发火期,采取加快回采速度的强化开采措施,每个采场或盘区争取在发火期前采完。但是,由于发火机理复杂,影响因素多,实际上很难掌握矿岩的发火期。

(2) 开采方法方面的防火措施。对开采方法方面的防火要求是:务使矿岩在空间上和在时间上尽可能少受空气氧化作用以及万一出现自燃区时易于将其封闭。主要措施有:采用脉外巷道进行开拓和采准,以便易于迅速隔离任何发火采区;制定合理的回采顺序;矿石有自燃倾向时,必须考虑下述因素:矿石的损失量及其集中程度;遗留在采空区中的木材量及其分布情况;对采空区封闭的可能性及其封闭的严密性;提高回采强度,严格控制一次崩矿量。

(3) 矿井通风方面的防火措施。实践表明,内因火灾的发生往往是在通风系统紊乱、漏风量大的矿井里较为严重。所以有自燃危险的矿井的通风必须符合下列主要要求:

应采用通风机通风,不能采用自然通风,而且通风机风压的大小应保证使不稳定的自然风压不发生不利影响。

结合开拓方法和回采顺序,选择相应的合理的通风网络和通风方式,以减少漏风;各工作采区尽可能采用独立风流的并联通风,以便降低矿井总风压。加强通风系统和通风构筑物的检查和管理,注意降低有漏风地点的巷道风压;严防向采空区漏风;提高各种密闭设施的质量。

采取措施,尽量降低进风风流温度,其做法有:在总进风道中设置喷雾水幕;利用脉外巷道的吸热作用,降低进风风流温度。

(4) 封闭采空区或局部充填隔离。本方法的实质是将可能发生自燃的地区封闭,隔绝空气进入,以防止氧化。对于矿柱的裂缝,一般用泥浆堵塞其入口和出口,而对采空区除堵塞裂缝外,还在通达采空区的巷道口上建立密闭堵。井下密闭墙按其作用分为临时的和永久的两种。

(5) 注浆灭火。向可能发生和已经发生内因火灾的采空区注入泥浆和灭火剂是一

个主要的有效的预防和扑灭区内因火灾的方法。泥浆中的泥土沉降下来,填充注浆区的空隙,嵌入缝隙中并且包裸矿岩和木料碎块,水则过滤出来。这一方法的防火作用在于:隔断了矿岩、木料同空气的接触,防止氧化;加强了采空区密闭的严密性,减少漏风;如果矿岩已经自热或自燃,泥浆也起冷却作用,降低密闭区内的温度,阻止自燃过程的继续发展。

(6) 阻化剂防火。阻化剂防火是采用一种或几种物质的溶液或乳浊液喷洒在矿柱、矿堆上或注入到采空区等易于自燃或已经自燃的地点,降低硫化矿石的氧化能力,抑制氧化过程。这种方法对缺土、缺水矿区的防火有重要的现实意义。

阻化剂溶液的防火作用是:阻化剂吸附于硫化矿石的表面形成稳定的抗氧化的保护膜,降低硫化矿石的吸氧能力;溶液蒸发吸热降温;降低硫化矿石的氧化活性。

选作阻化剂的物质应无毒、价廉、易于制备,常用的阻化剂有氯化钙、氯化镁、熟石灰(氢氧化钙)、卤粉、膨润土及水玻璃(硅酸钠)和磷酸盐等无机物,以及某些有机工业的废液,如碱性纸浆废液、炼镁废液、石油副产品的碱乳浊液等。

3. 内因火灾的扑灭方法

扑灭矿内火灾的方法可分为4大类:直接灭火法、隔绝灭火法、联合灭火法、均压灭火法。

(1) 直接灭火法。直接灭火法是指用灭火器材在火源附近直接进行灭火,是一种积极的方法。直接灭火法一般可以采用水或其他化学灭火剂、泡沫剂、惰性气体等,或是挖除火源。

挖除火源是将燃烧物从火源地取出立即浇水冷却熄灭,这是消灭火灾最彻底的方法。但是这种方法只有在火灾刚刚开始尚未出现明火或出现明火的范围较小,人员可以接近时才能使用。

(2) 隔绝灭火法。隔绝灭火法是在通往火区的所有巷道内建筑密闭墙,并用黄土、灰浆等材料堵塞巷道壁上的裂缝,填平地面塌陷区的裂隙以阻止空气进入火源,从而使火因缺氧而熄灭。绝对不透风的密闭墙是没有的,因此若单独使用隔绝法,则往往会拖延灭火时间,较难达到彻底灭火的目的。只有在不可能用直接灭火法或者没有联合灭火法所需的设备时,才用密闭墙隔绝火区作为独立的灭火方法。

(3) 联合灭火法。当井下发生火灾不能用直接灭火法消灭时,一般均采用联合灭火法。此方法就是先用密闭墙将火区密闭后,再向火区注入泥浆或其他灭火材料。注浆方法在我国使用较多,在苏联乌拉尔矿区也普遍应用,灭火效果很好。

(4) 均压法灭火。均压法灭火的实质是设置调压装置或调整通风系统,以降低漏风通道两端的风压差,减少漏风量,使火区缺氧而达到熄灭矿岩自燃的目的。用调压装置调节风压的具体做法有:风窗调压;局部通风机调压;风窗—局部通风机联合调压等。

第三节 非煤矿山水灾事故预防与处理

一、概述

矿坑水是指因采掘活动而涌入井巷的地下水。如果矿坑水不能得到控制,就会导致井下矿水事故的发生。我国矿山水灾事故频繁发生,造成了巨大的生命财产损失。2004

年6月16日,湖北省阳新鹏凌铜矿发生井下水灾,12名矿工遇难,矿井报废。矿坑水的防治是根据矿床充水条件,制定出合理的防治水措施,以减少矿坑涌水量,消除其对矿山生产的危害,确保安全、合理地回收地下矿产资源。

随着科学技术的进步和发展,人们在开采地下矿产的实践中,积累了丰富的综合防治矿坑水的经验,建立了整套行之有效的技术措施。这些技术措施概括起来有:防、排、截、堵、隔等。

二、选择合理的井巷布置方式和开采方法预防水灾

矿坑水的防治工作,应本着“以防为主,防治结合”的原则,力争做到防患于未然。矿坑水的预防工作,实际上从矿山设计阶段就开始了,在其后的基建和生产阶段,都不能忽视。因此,矿坑水的预防应贯穿整个矿山水文地质工作的始终。

1. 合理布置井巷

所谓合理布置井巷,就是开采井巷的布局必须充分考虑矿床具体的水文地质条件,使得流入井巷和采区的水量尽可能小,否则将会使开采条件人为地复杂化。在布置开采井巷时应注意以下几点:

(1) 先简后繁,先易后难。在水文地质条件复杂的矿区,矿床的开采顺序和井巷布置,应先从水文地质条件简单的,涌水量小的地段开始,在取得治水经验之后,再在复杂的地段布置井巷。

(2) 井筒和井底车场选址。井筒和井底车场是任何一个矿井的要害阵地,防排水及其他重要设施都在这里。开拓施工时,还不能形成强大的防排水能力。因此,它们的布置应避免构造破碎带、强富水岩层、岩溶发育带等危险地段,而应在岩石比较完整、稳定、不会发生突水的地段。

(3) 联合开采,整体疏干。对于共处于同一水文地质单元、彼此间有水力联系的大水矿区,应进行多井联合开采,整体疏干,使矿区形成统一的降落漏斗,减少各单井涌水量,从而提高各矿井的采矿效益。

(4) 多阶段开采。对于同一矿井,有条件时,多阶段开采优于单一阶段开采。因为加大开采强度后,矿坑总涌水量变化不大,但是分摊到各开采阶段后,其平均涌水量比单一阶段开采时大为减少,从而降低了开采成本,提高了采矿经济效益。

2. 选择合理的采矿方法

采矿方法应根据具体水文地质条件确定。一般来说,当矿体上方为强富水岩层或地表水体时,就不能采用崩落法采矿,以免地下水或地表水大量涌入矿井,造成淹井事故。在这种条件下,应考虑用充填采矿法。国内外在开采大水矿床时,通常的做法是在预先疏干后,再根据具体的地质和水文地质条件,选择合理的采矿方法,如空场法、房柱法以及VCR法等。

三、地面防排水措施

地面防排水是指为防止大气降水和地表水补给矿区含水层或直接渗入井下而采取的各种防排水技术措施。

它是减少矿井涌水量,保证矿山安全生产的第一道防线。主要有挖沟排(截)洪、

矿区地面防渗、防水堤坝和整治河道等。

1. 挖沟排（截）洪

位于山麓和山前平原区的矿区，若有大气降水顺坡汇流涌入露天采场、矿床疏干塌陷区、坑采崩落区、工业广场等低凹处，造成局部地区淹没，或沿充水岩层露头区、构造破碎带甚至井口渗（灌）入井下时，则必须在矿区上方、垂直来水方向修筑沟渠，拦截山洪。

2. 矿区地面防渗

矿区含水层露头区、疏干塌陷区、采矿引起的开裂或陷落区、老窖以及未封密钻孔等位于地面汇流积水区内，并且产生严重渗漏，对矿井安全构成威胁。矿区内池塘渗漏严重，对矿井安全或露采场边坡稳定不利，应采取地面防渗措施。

防渗措施主要有：

（1）对于产生渗漏但未发生塌陷的地段，可用黏土或亚黏土铺盖夯实，其厚度为0.5~1m，以不再渗漏为度。

（2）对于较大的塌陷坑和裂缝等充水通道，通常是下部用块石充填，上部用黏土夯实，并且使其高出地面约0.3m，以防自然密实后重新下沉积水。

（3）对于底部出露基岩的开口塌洞（溶洞、宽大裂缝），则应先在洞底铺设支架（如用废钢轨、废钢管等），然后用混凝土或钢筋混凝土将洞口封死，再在其上回填土石。当回填至地面附近时，改用0.8m黏土分层夯实，并使其高出地面约0.3m。

（4）对矿区某些范围较大的低洼区，不易填堵时，则可考虑在适当部位设置移动泵站，排除积水，以防内涝。对矿区内较大的地表水体，应尽量设法截源引流，防渗堵漏，以减少地表水下渗量。

3. 修筑防水堤坝

当矿区井口低于当地历史最高洪水位或矿区主要充水岩层埋藏在近河流地段，并且河床下为隔水层时。应筑堤截流。

4. 整治河道

矿区或其附近有河流通过，并且渗漏严重，威胁矿井生产时，应采取整治河道。河道防渗处理措施有：防渗铺盖；防渗渡槽；河道截直；河流改道。

四、井下防水措施

矿山采掘活动总会直接或间接破坏含水层，引起地下水涌入矿坑，从此种意义上讲，矿坑充水难以避免。但是，防止矿坑突水，尽量减少矿坑涌水量，以保证矿井正常生产不仅可能也是必须做到的。井下防水就是为此目的而采取的技术措施。根据矿床水文地质条件和采掘工作要求不同，井下防水措施也不同。如超前探放水；留设防水矿柱；建筑防水设施以及注浆堵水等。

1. 超前探放水

它是指在水文地质条件复杂地段施工井巷时，先于掘进，在坑内钻探以查明工作面前方水情，为消除隐患、保障安全而采取的井下防水措施。

“有疑必探，先探后掘”是矿山采掘施工中必须坚持的管理原则。通常遇到下列情况时都必须进行超前探水。

（1）掘进工作面临近老窖、老采空区、暗河、流砂层、淹没井等部位时；

- (2) 巷道接近富水断层时;
- (3) 巷道接近或需要穿过强含水层(带)时;
- (4) 巷道接近孤立或悬挂的地下水体预测区时;
- (5) 掘进工作面上出现有发雾、冒“汗”、滴水、淋水、喷水、水响等明显出水征兆时;
- (6) 巷道接近尚未固结的尾砂充填采空区、未封或封闭不良的导水钻孔时。

2. 留设防水矿(岩)柱

在矿体与含水层(带)接触地段,为防止井巷或采空空间突水危害,留设一定宽度(或高度)的矿(岩)体不采,以堵截水源流入矿井,这部分矿岩体称作防水矿(岩)柱(以下简称矿柱)。通常在下列情况下应考虑留设防水矿柱:

- (1) 矿体埋藏于地表水体、松散孔隙含水层之下,采用其他防治水措施不经济时,应留设防水矿柱,以保障矿体采动裂隙不贯通地表水体或上覆含水层。
- (2) 矿体上覆强含水层时,应留设防水矿柱,以免因采矿破坏引起突水。
- (3) 因断层作用,使矿体直接与强含水层接触时,应由设防水矿柱,防止地下水溃入井巷。
- (4) 矿体与导水断层接触时,应留设防水矿柱,阻止地下水沿断层涌入井巷。
- (5) 井巷遇有底板高水头承压含水层、且有底板突破危险时,应留设防水矿柱,防止井巷突水。
- (6) 采掘工作面邻近积水老窑、淹没井时,应留设防水矿柱,以阻隔水源突入井巷。

3. 构筑水闸门(墙)

水闸门(墙)是大水矿山为预防突水淹井、将水害控制在一定范围内而构筑的特殊闸门(墙),是一种重要的井下堵截水措施。水闸门(墙)分为临时性的和永久性的。

为了确保水闸门(墙)起到堵截涌水的作用,其构筑位置的选择应注意以下几点:

- (1) 水闸门(墙)应构筑在井下重要设施的出入口处,以及对水害具有控制作用的部位。目的在于尽量限制水害范围,使其他无水害区段能保持正常生产,或者有复井生产和绕过水害地段开拓新区的可能。
- (2) 水闸门(墙)应设置在致密坚硬、完整稳定的岩石中。如果无法避开松软、裂隙岩石,则应采取工程措施,使矿体与围岩构成坚实的整体,以免漏水甚至变形移位。
- (3) 水闸门(墙)所在位置不受邻近部位和下部阶段采掘作业的影响,以确保其稳定性和隔水性。
- (4) 水闸门应尽量构筑在单轨巷道内,以减少其基础掘进工程量,并缩小水闸门的尺寸。
- (5) 确定水闸门位置时,还需考虑到以后开、关、维修的便利和安全。

水闸门或水闸墙是矿山预防淹井的重要设施,应将它们纳入矿山主要设备的维护保养范围,建立档案卡片,由专人管理,使其保持良好状态。在水闸门和水闸墙使用期限内,不允许任何工程施工破坏其防水功能。在它们完成防水使命后予以废弃时,应报送主管部门备案。

水闸门使用期间,应纳入矿区水文地质长期观测工作对象,对其渗漏、水压以及变形等情况定期观测,正确记录。所获资料参与矿区开采条件下水文地质条件变化特征的评价分析。

五、围幕注浆堵水措施

注浆堵水是指将注浆材料(水泥、水玻璃、化学材料以及黏土、砂、砾石等)制成浆液,压入地下预定位置。使其扩张固结、硬化,起到堵水截流,加固岩层和消除水患的作用。

注浆堵水是防治矿井水害的有效手段之一,当前国内外已广泛应用于:井筒开凿及成井后的注浆;截源堵水;减少矿坑涌水量;封堵充水通道恢复被淹矿井或采区;巷道注浆,保障井巷穿越含水层(带)等。

注浆堵水在矿山生产中的应用方法有5种:

(1) 井筒注浆堵水。在矿山基建开拓阶段,井筒开凿必将破坏含水层。为了顺利通过含水层,或者成井后防治井壁漏水,可采用注浆堵水方法。按注浆施工与井筒施工的时间关系,井筒注浆堵水又可分为:井筒地面预注浆、井筒工作面预注浆、井筒井壁注浆。

(2) 巷道注浆。当巷道需穿越裂隙发育、富水性强的含水层时,则巷道掘进可与探放水作业配合进行,将探放水孔兼作注浆孔,埋设孔口管后进行注浆堵水,从而封闭了岩石裂隙或破碎带等充水通道,减少矿坑涌水量,使掘进作业条件得到改善,掘进工效大为提高。

(3) 注浆升压,控制矿坑涌水量。当矿体有稳定的隔水顶底板存在时,可用注浆封堵井下突水点,并埋设孔口管,安装闸阀的方法,将地下水封闭在含水层中。当含水层中水压升高,接近顶底板隔水层抗水压的临界值时(通常用突水系数表征),则可开闸放水降压;当需要减少矿井涌水量时(雨季、隔水顶底板远未达到突水临界值、排水系统出现故障等),则关闭闸阀。

升压蓄水,使大量地下水被封闭在含水层中,促使地下水位回升,缩小疏干半径,从而降低了矿井排水量,可以缓和以致防止地面塌陷等有害工程地质现象的发生。

(4) 恢复被淹矿井。当矿井或采区被淹没后,采用注浆堵水方法复井生产是行之有效的措施之一。注浆效果好坏的关键在于找准矿井或采区突水通道位置和充水水源。

(5) 帷幕注浆。对具有丰富补给水源的大水矿区,为了减少矿坑涌水量,保障井下安全生产的目的,可在矿区主要进水通道建造地下注浆帷幕,切断充水通道,将地下水堵截在矿区之外。不仅减少矿坑涌水量,又可避免矿区地面塌陷等工程地质问题的发生,因此具有良好的发展前景。但是帷幕注浆工程量大,基建投资多,因此,确定该方法防治地下水应十分审慎。

六、矿床疏干(疏排水)措施

矿床疏干是指采用各种疏水构筑物及其附属排水系统。疏排地下水,使矿山采掘工作能够在安全、适宜条件下顺利进行的一种矿山防治水技术措施。水文地质条件复杂或比较复杂的矿床,疏干既是安全采矿的必要措施,又是提高矿山经济效益的有效手段,因此是

当今世界各国广为应用的一种防治矿水害的方法。但是疏干也存在一些问题。如：长期疏干会破坏地下水资源；在一定的地质和水文地质条件下，疏干会引起地面塌陷等许多环境水文地质和工程地质问题。

矿床疏干一般分为基建疏干和生产疏干两个阶段。对于水文地质条件复杂类型矿山，通常要求在基建前或基建过程中预先进行疏干工作，为采掘作业创造正常和安全的条件。生产疏干是基建疏干的继续，以提高疏干效果，确保采矿生产安全进行。

矿床疏干方式可分地表疏干、地下疏干和联合疏干3种方式。可根据矿床具体的水文地质条件和技术经济合理的原则加以选择。地表疏干方式的疏水构筑物及排水设施在地面建造，适用于矿山基建前疏干。地下疏干方式的疏排水系统在井下建造，多用于矿山基建和生产过程中的疏干。联合疏干方式是地表和地下疏干方式的结合，其疏排水系统一部分建在地表，另一部分建在井下，多用于复杂类型矿山的疏干，一般在基建阶段采用地表疏干，在生产阶段采用地下疏干，也可以颠倒。

七、矿坑排水措施

矿坑排水是指将疏干工程疏放出来（或其他来源）的地下水，经汇集输送至地表的过程，并包括为此目的使用的排水工程和设备的总称。及时、合理地输排矿坑水，是矿山生产的基本环节。它包括两部分内容：排水系统和排水方式。

（1）排水系统。指用于集中输排矿坑水的矿山生产系统。露采矿山一般由排水沟、贮水池、泵站和泄水井（孔）等组成。坑采矿山通常由排水沟（巷）、水仓、泵房和排水管路组成。

（2）排水方式。是指将矿坑水从井下扬送至地表，是一次完成还是分段完成的排输水方法。常用的排水方式有直接排水、分段排水和混合排水等3种。

（3）露天采场排水。露天采场排水方式的选择，应根据具体的地质和水文地质条件、地形、采深和汇水面积等确定。只要地形有利或者允许开凿排水平硐，则应优先考虑采用排水沟或排水平硐自流排水方式。如果地形条件不允许采用自流排水。

当汇水面积和水量较小，矿山规模不大的小型矿山，可考虑在露天采场合适位置布置贮水池，由移动式泵站或半固定式泵站将水送出采场范围以外；如果汇水面积、涌水量、采深以及平台下降速度均大的露采矿山，则可考虑采用分段截流，用永久泵站将水排出采场；若深部有巷道可供利用，或者先露天后地下采矿，可排水采矿相结合，采用巷道排水方式，进行预先疏干。

第四节 非煤矿山顶板事故及露天矿边坡事故的 预防与处理

一、采场地压管理

1. 概述

未开挖的岩体或不受开挖影响的岩体部分，称为原岩体。原岩体中的岩石在上覆岩层重量以及其他力的作用下，处于一种应力状态，一般把这种应力状态称为原生应力场。

岩体被开挖以后,破坏了原岩应力平衡状态,岩体中的应力重新分布,产生了次生应力场,使巷道或采场周围的岩石发生变形、移动和破坏,这种现象称为地压显现。使围岩变形、移动和破坏的力,称为地压或矿山压力。

为保证正常回采而采取的减少或避免地压危害的措施,或积极利用地压进行开采,这种工作就是地压管理。为进行地压管理所采取的各种技术措施,称为地压管理方法。

采场开采范围较大,开挖的形状随矿床的形态而变化,极其复杂;开采的地点没有选择性,有时在坚硬稳固的岩体中,有时在松散破碎的地区;采场的范围和形状随生产的开展不断变化,岩层受到多次重复的扰动,呈现极其复杂的受力状态;岩层变形、移动和破坏的规律,短时间内难以认识。这些都给研究采场地压及控制采场地压,增加较大的困难。

采场地压管理的基本方法有:利用矿岩本身的强度和留必要的支撑矿柱,以保持采场的稳定性;采取各种支护方法,支撑回采工作面,以维持其稳定性;充填采空区,支撑围岩并保持其稳定性;崩落围岩,使采场围岩应力降低,并使其重新分布,达到新的应力平衡。

2. 采场暴露面

影响采场暴露面积大小的主要因素有:矿石和围岩的力学性质、开采深度、施加在开采空间顶板的上覆岩层厚度、暴露面维持的时间、暴露面的几何形状等。坚硬致密的岩石允许有较大的暴露面积,裂隙发育的或松软的岩石。暴露面积要小,有时还要进行支护。

生产实践证明,开采暴露面的稳固性,不仅取决于面积大小,而且还决定于暴露面的形状。当暴露面长度小于2倍宽度时,稳固性决定于面积大小;当暴露面长度远远大于其宽度(大于2倍以上)时,其稳固性就决定于宽度,而长度(或面积)已经不是决定性因素。

3. 矿柱

矿柱的强度与其形状有关。矿柱的宽度越大,高度越小(即矿柱的宽高比越大),矿柱处于三向压缩状态的部分越大,则矿柱的强度越高。

用房柱法开采水平或缓倾斜矿体时,一般留有采区矿柱和支撑矿柱。前者多为较宽的连续矿柱,用以承受采区范围的上部覆岩载荷,并保护其中的上山,后者多为间断的圆形或矩形矿柱,用以限制各矿房回采的允许跨度(暴露面积)。

各矿柱承载比例与各矿柱断面大小有关。矿体垂直厚度为10m时,采区矿柱的宽度一般增加到20~40m。采区矿柱可称为隔离矿柱,隔离矿柱中矿石大部分处于三向压缩状态,其强度很大,而支撑矿柱很小,属塑性的,它只承受部分上覆岩层重量。隔离矿柱的载荷为其上覆岩层总重量加上支撑矿柱的上覆岩层的部分重量。

开采急倾斜矿体时,一般留有顶柱、底柱和间柱。底柱因受放矿巷道切割严重,对围岩的支撑能力很差,顶柱因受剪应力和弯曲应力,只能承受部分载荷。因此,顶柱和底柱的支撑能力,仅按安全系数考虑。间柱由于其厚度大且连续,呈三向受力状态,是支撑围岩的主体部分。

4. 支承压力

开采空间上部覆岩的重量,由其两侧围岩(或矿柱)支撑,因而两侧围岩所承受的压力比开挖前要高,升高的压力称为支承压力,压力升高的范围称为支承压力区。

二、冒顶片帮事故的预防

1. 发生冒顶片帮事故的原因

在采矿生产活动中,最常发生的事故是冒顶片帮事故。冒顶片帮是由于岩石不够稳定,当强大的地压传递到顶板或两帮时,使岩石遭受破坏而引起的。随着回采工作面空顶面积逐渐增大,顶板和周帮矿岩会由于应力的重新分布而发生某种变形,以致在某些部位出现裂缝,同时岩层的节理也在压力作用下逐渐扩大。在此情况下,顶板岩石的完整性就破坏了。由于顶板岩石完整性的破坏,顶板下沉弯曲,裂缝逐渐扩大,如果生产技术和组织管理不当,就可能形成顶板岩矿的冒落。这种冒落就是常说的冒顶事故,如果冒落的部位处在巷道的两帮就叫做片帮。

冒顶片帮事故,大多数为局部冒落及浮石引起的,而大片冒落及片帮事故相对较少,因此,对局部冒落及浮石的预防,必须给予足够的重视。下面是引发片帮冒顶事故的主要原因。

(1) 采矿方法不合理和顶板管理不善。采矿方法不合理,采掘顺序、凿岩爆破、支架放顶等作业不妥当,是导致此类事故的重要原因。

(2) 缺乏有效支护。支护方式不当、不及时支护或缺少支架、支架的支撑力和顶板压力不相适应等是造成此类事故的另一重要原因。

(3) 检查不周和疏忽大意。在冒顶事故中,大部分属于局部冒落及浮石砸死或砸伤人员的事故。这些都是由于事先缺乏认真、全面的检查,疏忽大意等原因造成的。

(4) 浮石处理操作不当。浮石处理操作不当引起冒顶事故,大多数是因处理前对顶板缺乏全面、细致的检查,没有掌握浮石情况而造成的。

(5) 地质矿床等自然条件不好。如果矿岩为断层、褶曲等地质构造所破坏,形成压碎带,或者由于节理、层理发达,裂缝多,再加上裂隙水的作用,破坏了顶板的稳定性,改变了工作面正常压力状况,容易发生冒顶片帮事故。

(6) 地压活动。有些矿山没有随着开采深度的不断加深而对采空区及时进行处理,因而受到地压活动的危害,频繁引发冒顶事故。

(7) 其他原因。不遵守操作规程进行操作,精神不集中,思想麻痹大意,发现险情不及时处理,工作面作业循环不正规,推进速度慢,爆破崩倒支架等,都容易引起冒顶片帮事故。

2. 冒顶前的预兆

大多数情况下,在冒顶之前,由于压力的增大,顶板岩石开始下沉,使支架开始发出断裂声,而后逐渐折断。与此同时,还能听到顶板岩石发出“啪、啪”的破裂声。随着顶板岩石进一步破碎,在冒落前几秒钟,就会发现顶板掉落小碎石块,涌水量也逐渐增大,而后便开始冒落。

顶板冒落之前,岩石在矿山压力作用下开始破坏的初期,其破碎的响声和频率都很低,常常在井下工作人员还没有听到之前,老鼠在洞里已经听到了。所以在井下岩层大破坏或大冒落之前,有时会看到老鼠“搬家”,甚至可以看到老鼠到处乱窜。

3. 冒顶片帮事故的预防

要防止冒顶片帮事故的发生,必须严格遵守安全技术规程,从多方面采取综合预防措

施。

(1) 选用合理的采矿方法。选择合理、安全的采选矿方法,制定具体的安全技术操作规程,建立正常的生产秩序和作业制度,是防止冒顶片帮事故的重要措施。

(2) 搞好地质调查工作。对于工作面推进地带的地质构造要调查清楚,通过危险地带时要采取可靠的安全措施。

(3) 加强工作面顶板的管理与支护和维护。为了防止掘进工作面的顶板冒落,必须使永久支架与掘进工作面之间的距离不得超过3m,如果顶板松软,这个距离还应缩短。在掘进工作面与永久支架之间,必须架设临时支架。

必须加强工作面顶板的管理,对所有井巷均要定期检查,如发现有弯曲、歪斜、腐朽、折断、破裂的支架,必须及时进行更换或维修。要选择合理的支护方式,支架要有足够的强度。采用锚杆支护、喷射混凝土支护、锚喷联合支护等方法维护采场和巷道的顶板时,支护要及时,不要在空顶下作业。

(4) 及时处理采空区。矿山开采应处理好采矿与采空区处理的关系,采用正确的开采顺序,及时充填、支护或崩落采空区。

(5) 坚持正规循环作业。要坚持正规循环作业,加快工作进度,减少顶板暴露时间。

(6) 加强对顶板和浮石的检查与处理。浮石是采场和掘进工作面爆破后极为常见而普遍存在的,要严格检查和清理,防止浮石掉落而造成伤亡事故。可采用简易方法和仪器对顶板进行检查与观测。常用的简易方法有木楔法、标记法、听音判断法、震动法等。此外,还可采用顶板警报器、机械测力计、钢弦测压仪、地音仪等仪器观测顶板及地压活动。

三、露天矿边坡事故的预防

随着露天开采技术的不断发展,露天矿的有效与合理开采深度不断增加,边坡暴露的高度、面积及维持的时间也不断增加。由于边坡不稳定因素的影响和边坡安全管理的不善,可能会导致露天矿边坡岩体滑动或崩落坍塌,给矿山人员安全、国家财产和矿产资源带来严重的危害和损失。因此,进行露天矿边坡的稳定性研究和定期检测对于贯彻国家有关安全法规和保证矿山安全生产具有重要意义。

1. 边坡稳定的基本概念

露天开采时,通常是把岩矿划成一定厚度的水平层,自上而下逐层开采。这样会使露天矿场的周边形成阶梯状的台阶,多个台阶组成的斜坡称为露天矿边坡即露天矿边坡。

1) 边坡的结构及特点

(1) 边坡的组成要素。露天矿边坡按其在工作面所处的位置不同可分为:底帮边坡,指位于矿体底盘一侧的边坡;顶帮边坡,指位于矿体顶盘一侧的边坡;端帮边坡,指位于矿体两端的边坡。

台阶是露天矿边坡的基本组成部分。台阶上部水平面称为台阶上部平盘;台阶下部水平面称为台阶下部平盘;上、下平盘之间已采掘暴露部分的倾斜面称为台阶坡面;台阶坡面与下部平盘的夹角称为台阶坡面角;上、下平盘之间的垂直距离称为台阶高度;上部平

盘与台阶坡面的交线称为台阶坡顶线下部平盘与台阶坡面的交线称为台阶坡底线。

最终边坡：指已开采结束到达最终界面而留下的台阶所组成的边坡，其位置一般是固定的，其深度是随着开采深度的增加而不断延伸。

最终边坡角：最终边坡坡面与水平面之间的夹角。

(2) 边坡的结构。一般来说边坡结构中的基本单元是台阶。不同用途的台阶进行组合形成了边坡的结构。各台阶参数的组合决定了最终边坡角的大小，而最终边坡又受到岩体的工程地质条件和开采深度的限制。

最终边坡角、台阶各项参数、开采深度等一般在开采前由设计来确定。当这些参数确定后，边坡的基本结构也就确定了。最终边坡的一般结构是：在非运输一帮边坡上是由几个安全平台加上一个清扫平台组成；在运输帮边坡上由安全平台、清扫平台、运输平台组成，运输平台是根据线路而布入的。由于运输平台往往较安全或清扫平台宽，所以在有运输线一帮的边坡角比无运输线一帮的边坡角要缓些。

(3) 边坡的特点。露天矿边坡与其他一些工程边坡，如铁路、公路、水库、水坝等形成的边坡相比，有以下一些特点：

①露天矿边坡一般比较高，从几十米到几百米都有；走向长从几百米到数公里，因而边坡暴露的岩层多，边坡各部分地质条件差异大，变化复杂。

②露天矿最终边坡是由上而下逐步形成，上部边坡服务年限可达几十年，下部边坡则服务年限较短，底部边坡在采矿时即可废止，因此上下部边坡的稳定性要求也不相同。

③露天矿每天频繁的穿孔、爆破作业和车辆行进，使边坡岩体经常受到震动影响。

④露天矿边坡是用爆破、机械开挖等手段形成的，坡度是人为的强制控制，暴露岩体一般不加维护，因此边坡岩体较破碎，并易受风化影响产生次生裂隙，破坏岩体的完整性，降低岩体强度。

⑤露天矿边坡的稳定性随着开采作业的进行不断发生变化。

2) 边坡的破坏类型

(1) 边坡岩体的破坏类型。露天矿开采会破坏岩体的稳定状态，使边坡岩体发生变形破坏。边坡破坏的形式主要有崩落、散落、倾倒坍塌和滑动等。边坡岩体的破坏类型按破坏机理可分为4类：

平面破坏：边坡沿某一主要结构面如层面、节理或断层面发生滑动，其滑动线为直线；

楔体破坏：在边坡岩体中有两组或两组以上结构面与边坡相交，将岩体相互交切成楔形体而发生破坏；

圆弧形破坏：边坡岩体在破坏时其滑动面呈圆弧形下滑破坏；

倾倒破坏：当岩体中结构面或层面很陡时，每个单层弱面在重力形成的力矩作用下向自由空间变形。

(2) 边坡岩体的滑动速度和破坏规模。当边坡岩体发生滑动破坏时，由于受各种因素和条件的影响，其滑动的速度是各不相同的。有的滑动破坏是瞬间发生的，而有的滑动破坏是缓慢的，在一段时间内完成整个破坏过程。

按照边坡岩体的滑动速度，边坡岩体的滑动破坏可分为4种类型：蠕动滑动：边坡岩

体平均滑动速度小于 10^{-5} m/s; 慢速滑动: 滑动速度在 10^{-5} m/s 和 10^{-2} m/s 之间; 快速滑动: 滑动速度在 0.01 m/s 和 1.0 m/s 之间; 高速滑动: 滑动速度大于 1.0 m/s。

边坡岩体的破坏规模可分为 4 种类型:

小型滑落: 滑落的岩体体积在 1 万 m^3 以下;

中型滑落: 滑落的岩体体积一般在 $1 \sim 10$ 万 m^3 之间;

大型破坏: 滑落的岩体体积一般在 $10 \sim 100$ 万 m^3 之间;

巨型滑落: 滑落的岩体体积一般在 100 万 m^3 以上。

边坡破坏形式、破坏岩体的滑动速度、破坏规模 3 个要素在每次边坡破坏过程中都能反映出来。3 个要素的综合作用决定了一次边坡破坏过程可能造成的危害。

3) 边坡安全管理

确保露天矿边坡安全是一项综合性工作, 包括确定合理的边坡参数, 选择适当的开采技术和制定严格的边坡安全管理制度。

- (1) 确定合理的台阶高度和平台宽度;
- (2) 正确选择台阶坡面角和最终边坡角;
- (3) 选用合理的开采顺序和推进方向;
- (4) 合理进行爆破作业, 减少爆破震动对边坡的影响;
- (5) 矿山必须建立健全边坡管理和检查制度;
- (6) 对于有边坡滑动倾向的矿山, 必须采取有效的安全措施。

2. 边坡稳定性检测

边坡检测应遵循一定程序: 收集整理基础资料; 现场检测; 检测资料的分析与计算; 边坡稳定性评定。

(1) 收集、整理基础资料。主要收集的基础资料包括: 矿区工程地质资料及有关图件, 如矿床地质勘探报告、水文地质资料、工程地质资料。边坡存在形式和组合形式, 一年内的采场生产现状图及有关矿图等生产现状资料。矿山以前发生的边坡坍塌事故基本情况, 边坡岩体观测资料等。

(2) 边坡现场检测。边坡现场检测主要有以下内容:

- ① 边坡的各项参数。
- ② 边坡岩体构造和边坡移动的观测。
- ③ 边坡的整体观测检查。

(3) 边坡检测资料的分析。指对现场检测的数据、资料进行综合分析, 包括三方面的内容:

① 根据工程地质资料和现场对边坡揭露岩体及结构面的调查观测等资料, 采用岩体结构分析法、数学模型分析法和工程参数类比法等进行综合计算和分析。

② 根据现场实测边坡各项参数对照国家有关规定确定其是否符合要求。

③ 确定影响边坡稳定的主要因素, 边坡各项参数对边坡稳定的影响, 主要结构面对边坡稳定的影响, 采掘工作面上违章开采对边坡稳定的影响等。

(4) 边坡稳定性评定。根据检测资料和分析结论得出被检测边坡属于稳定型边坡或不稳定型边坡的结论。

3. 不稳定边坡的治理措施

1) 边坡治理措施的分类

不稳定边坡的治理措施大体可分为4类:

- (1) 对地表水和地下水的治理。
- (2) 减小滑体下滑力和增大抗滑力措施。
- (3) 增大边坡岩体强度和人工加固露天边坡工程技术。
- (4) 周边爆破震动危害的预防。

2) 疏干排水法

(1) 地表排水。一般是在边坡岩体外面修筑排水沟,防止地表水流进边坡岩体表面裂隙中。

(2) 地下水疏干。地下水是指潜水面以下即饱和带中的水。对于地下水可采取疏干或降低水位,减少地下水的危害,这样既可提高现有边坡的稳定性,又可使边坡在保持同样稳定程度的情况下加大边坡角。

3) 机械加固法

机械加固边坡是通过增大岩石强度来改善边坡的稳定性。

(1) 用锚杆(索)加固边坡。用锚杆(索)加固边坡是一种比较理想的加固方法。锚杆是一种高强度的钢杆,锚索则是一种高强度的钢索或钢绳,锚杆(索)的长度从几米到几百米。锚杆(索)一般由锚头、拉伸段及锚固段三部分组成。锚头在锚杆(索)的外面,它的作用在于给锚杆(索)施加作用力。拉伸段在孔内,其作用在于将锚杆(索)获得的预应力(拉应力)均匀地传给锚杆孔的围岩,增大弱面上的法向应力(正应力),从而提高抗滑力。锚固段在锚杆(索)孔的孔底,它的作用在于提供锚固力。

(2) 用喷射混凝土加固边坡。喷射混凝土是作为边坡的表面处理。它可以及时封闭边坡表层的岩石,免受风化、潮解和剥落,同时又可以加固岩石提高岩石的强度。喷射混凝土可单独用来加固边坡,也可以和锚杆配合使用。

(3) 用抗滑桩加固边坡。用抗滑桩加固边坡的方法,已在国内外广泛应用。抗滑桩的种类很多,按其刚度的大小可分为弹性桩和刚性桩;按其材料可分为木材、钢材和钢筋混凝土,钢材可采用钢轨或钢管。一般多用钢筋混凝土桩加固边坡,其中又分大断面的混凝土桩和小断面混凝土桩。抗滑桩加固边坡的优点较多,如布置灵活、施工不影响滑体的稳定性、施工工艺简单、速度快、工效高、承载能力较大等,因此该方法在国内外露天矿边坡加固工程中被广泛的应用。

(4) 用挡土墙加固边坡。挡土墙是一种阻止松散材料的人工构筑物,它既可单一的使用作小型滑坡的阻挡物,又可作为治理大型滑坡的综合措施之一。

(5) 用注浆法加固边坡。它是通过注浆管在一定的压力作用下,使浆液进入边坡岩体裂隙中。一方面用浆液使裂隙和破碎岩体固结,将破碎岩石粘结为一个整体,成为破碎岩石中的稳定固架,提高了围岩的强度;另一方面堵塞了地下水的通道,减小水对边坡的危害。

4) 周边爆破减震

通常采用的控制爆破方法有减震爆破、缓冲爆破、预裂爆破和线状排孔爆破技术等。

第五节 非煤矿山爆破、中毒窒息事故的预防与处理

一、爆破事故预防与处理

在矿石或岩石上钻凿炮眼称为凿岩，将炸药装入炮眼，把矿石或岩石从它们的母体上崩落下来。称为爆破。井下爆破按照装填炸药结构分为浅孔爆破、深孔（或中深孔）爆破和硇室爆破；按作业性质可分为井巷掘进爆破和采场爆破。

1. 炸药基本知识

爆破工程是利用炸药爆炸瞬间释放的巨大能量，破坏炸药周围介质或使其变形，从而达到一定的工程目的的技术。

炸药是在一定条件下，能够发生快速化学反应，释放大热量，产生大量气体，因而对周围介质产生强烈的机械作用，呈现所谓爆炸效应的化合物或混合物。

炸药按照其组成结构，可分为单体炸药和混合炸药两类；按照用途及其特性，可分为起爆药、猛炸药、火药以及烟火剂等几类。

2. 矿用炸药

矿山用炸药，要求爆炸性能良好，有足够的威力；能用雷管起爆，而且使用安全；对人体无毒害。爆炸后产生的有毒、有害气体少；在一定的保存期内，不易变质失效；原材料丰富；制造简单，成本低廉。

我国矿山用炸药有硝铵类炸药、硝化甘油炸药以及乳化油炸药等。硝铵类炸药是以硝酸铵为主要成分的混合炸药。由于硝酸铵具有敏感度低、强度低和传爆不良等缺点，通常加入一些敏化剂、可燃剂、防水剂、疏松剂和消焰剂等。这类炸药是我国爆破工程同时也是矿山采用的主体炸药，用量最大，价格低廉。

3. 起爆器材及起爆方法

爆破起爆是指通过起爆器材的引爆能引起炸药的爆炸。根据使用的起爆器材的种类，相应的起爆方法有火雷管起爆法、电雷管起爆法、导爆索起爆法和导爆管起爆法。

常用的起爆器材有雷管（火雷管、电雷管）、导爆索及导爆管。

常用的起爆方法：

（1）火雷管起爆就是利用导火索传递火焰引爆雷管，进而引爆炸药。

（2）电雷管起爆法电雷管起爆法的药包准备及装填与火雷管起爆法基本相同。电雷管起爆法在装完药后进行连线，并用导通仪检验网路是否导通。使用的电雷管应事先用导通仪检测，电阻误差过大者不能使用。

（3）导爆索起爆法分普通导爆索和低能导爆索两种。普通导爆索可以直接起爆工业炸药，而低能导爆索只能起爆雷管，再由雷管起爆炸药。非煤矿山使用最多的是普通导爆索。

（4）导爆管起爆法是用起爆枪或雷管起爆导爆管，引爆起爆药包中的非电毫秒雷管，进而引爆炸药。导爆管起爆网路有并联、串联和并串联等方式。

4. 矿山爆破事故分析

爆破事故在矿山伤亡事故中占有较大的比例。事故类型有：

- (1) 炸药贮存保管中造成的事故;
- (2) 炸药燃烧中毒事故;
- (3) 点炮迟缓和导火线质量不良造成的事故;
- (4) 盲炮处理不当造成的事故;
- (5) 爆破后过早进入现场和看回火引起的事故;
- (6) 因不了解炸药性能而造成的事故;
- (7) 爆破时警戒不严造成事故;
- (8) 早爆事故;
- (9) 相向掘进巷道时的事故。

5. 爆破作业的安全规定

1) 管理制度:

(1) 各种爆炸作业必须使用符合国家标准或部颁标准的爆破器材,不准使用擅自制造的炸药。

(2) 进行爆破工作的群采矿山、矿点,必须设爆破工作负责人、爆破员和爆破器材保管员。这些人员应了解所使用的爆破器材的性能、爆破技术和有关人员的安全知识。

(3) 凡从事爆破工作的人员,都必须经过培训和考试,取得当地县公安部门颁发的《爆破员作业证》后才准进行爆破作业。

2) 一般规定

(1) 中、小型矿山,进行浅眼爆破时,应有爆破说明书。其内容包括装药量、装药结构、填塞长度、起爆方法等。

(2) 爆破作业地点有以下情况之一时,禁止进行爆破作业:有冒顶或边坡滑落危险;通路不安全或通路阻塞;进行中深孔、深孔爆破时,爆破参数或施工质量不符合设计要求;工作面有涌水危险或炮眼温度异常;危险区边界上未设警戒;光线不足或无照明。

(3) 进行爆破器材加工和爆破作业人员禁止穿化纤衣服。

(4) 在大雾天、雷雨时、黄昏、夜晚,禁止进行露天爆破。

(5) 装药时,必须遵守以下规定:用木制炮棍;装起爆药包时,严禁投掷或冲击;一旦起爆药包没装到位,禁止拔出或硬拉起爆药包中的导火索、导爆索、导爆管或电雷管脚线,应按处理盲炮的有关规定处理。

(6) 用明火照明时,明火应远离爆破器材,防止灯具点燃爆破器材。

(7) 电爆破时,电雷管必须短路。

(8) 进行填塞工作时,必须保证填塞质量,禁止采用无填塞爆破;浅孔爆破时,一般填写塞长度为孔深的1/3;禁止使用石块和易燃材料填塞炮孔;堵塞要十分小心,不得破坏起爆线路;禁止捣固直接接触药包的填塞材料或用填塞材料冲击起爆药包。

(9) 炮响后,必须经过充分通风,才准进入爆破作业地点。

(10) 爆破工作开始前,必须确定危险区的边界并设置明显的标志。地下爆破应在有关通道上高置岗哨。回风巷应设路障,并挂上“爆破危险区,不准入内”的牌子。

(11) 爆破前必须同时发出音响和视觉信号,使在危险区的人员能够听到、看到。爆破后,经检查确认安全时,方可发出解除警戒信号。

(12) 爆破员进入放炮地点后,应检查有无冒顶、危石、支护破坏和盲炮现象。如果

发现有这些现象,应及时处理。若不能处理时,应设立危险警戒或标志。

3) 地下爆破安全规定

(1) 用爆破法贯通巷道,两工作面相距15m时,只准一个工作面向前掘进,并应在双方通向工作面的安全地点派出警戒,待双方人员撤至安全地点后,才准起爆。

(2) 间距小于20m的两个平行巷道同时掘进,其中一个巷道工作面进行爆破时,另一个巷道工作面的人员必须撤至安全地点。

(3) 在井筒内运送起爆药包,必须把起爆药包放在专用的木箱或提包内。不得使用底卸式吊桶。禁止将起爆药包与炸药同时运送。

(4) 往井口掘进工作面运送爆破器材时,除爆破员外,任何人不得留在井筒内。

(5) 井筒掘进时,电爆网路的所有接头都必须用绝缘胶布严密包裹并高出水面。

(6) 起爆前,所有人员必须撤出危险区。通向爆破地点的入口,必须设置警戒标志。只有在确认爆破危险区没人,的情况下,才准起爆。

6. 起爆方法的安全规定

1) 电力起爆

(1) 在单独房间或室外安全地点,只准用专用爆破仪表逐个检查每次爆破所用雷管的电阻值。电阻值应符合产品证书的规定。检查雷管时应注意的事项与加工药包时的相同。

(2) 用于同一爆破网路的电雷管应为同厂同批同型号产品,且康铜桥丝雷管电阻值差不得超过 0.3Ω ,镍铬桥丝雷管不得超过 0.512Ω 。

(3) 只准用专用爆破电桥导通网路和校核电阻。

(4) 爆破主线与起爆电源或起爆器联接之前,必须测全线路的总电阻值。总电阻值与实际计算值应符合(允许误差5%)。若不符合,禁止连接。

(5) 一般爆破作业电力起爆时,流经每个雷管的交流电流应不小于2.5A,直流电流不小于2A。

(6) 用动力电源或照明电源起爆时,起爆开关必须安放在专门上锁的起爆箱内。起爆箱的钥匙要严加保管。爆破网路主线应设中间开关。

2) 火雷管起爆

(1) 有下列情况之一者,禁止使用火雷管起爆:有瓦斯和粉尘爆炸危险工作面的爆破;深孔爆破;水量较大的工作面。

(2) 竖井、倾角大于 30° 的斜井和天井工作面的爆破不宜采用火雷管起爆。用火雷管起爆时,应采用电阻丝点火或其他形式的一次点火方法。

(3) 采用导火索起爆时,必须遵守以下规定:采用一次点火法点火;点火前,必须用快刀将导火索切除5cm,严禁边点火边切导火索;每个人在同一工作面点燃导火索的根数不得超过5根;必须用导火索或专用点火器点火,严禁用火柴、烟头和灯火点火;单个点火时,导火索的长度应保证点火后,人员能撤至安全地点,但最短不能小于1.2m;连续点燃多根导火索时,必须先点燃计时导火索。计时导火索燃烧完毕,无论点火与否,人员必须立即撤离。计时导火索的长度不得超过该次被点导火索中最短导火索长度的1/3。

3) 导爆索起爆

(1) 只准用快刀切割导爆索, 但禁止切割接上雷管或已插入炸药里的导爆索。

(2) 导爆索起爆网路应采用搭接、水手结等连接方法。搭接时, 两根导爆索重叠的长度不得小于 15cm, 捆绑应牢固。支线与主线传播方向的夹角不得大于 90°。

(3) 导爆索网路除连接时的水手结外, 禁止打结或打圈。交错敷设导爆索时, 应在两根导爆索之间放一厚度不小于 10cm 的垫块。

(4) 起爆导爆索的雷管应绑在距导爆索端部 15cm 处, 雷管的集中穴应朝向导爆索的传爆方向。

4) 导爆管起爆

(1) 导爆管网路中不得有死结, 装在孔内的导爆管不得有接头。用于同一工作面的导爆管必须是同厂同批号产品。

(2) 孔外传爆管之间应留有足够的间距。导爆管网路采用雷管起爆时, 应采取措施, 防止雷管的集中穴切断导爆管而引起拒爆。

(3) 在有矿尘或气体爆炸危险的矿井中爆破, 禁止使用导爆管起爆。

(4) 雷雨季节宜使用非电起爆方法起爆。

二、中毒窒息事故预防

1. 爆破及内燃设备产生的有毒气体

爆破是非煤矿山生产的主要作业之一。现代各种工业炸药的爆破分解都是建立在可燃物质(碳、氢、氧等)气化的基础上。当炸药爆炸时, 除产生水蒸气和氮外, 还产生二氧化碳、一氧化碳、氮氧化物等有毒有害气体, 统称为炮烟, 它会直接危害矿工的健康和生命安全, 因此爆破后人员不能立即进入工作面。

井下使用柴油动力的无轨设备能使劳动生产率大大提高, 但必须消除柴油机排出的废气对矿工的危害。因为柴油是由碳(按重量 85% ~ 86%)、氢(13% ~ 14%)和硫(0.05% ~ 0.7%)组成, 柴油的燃烧一般不是理想的完全燃烧, 产生很多局部氧化和不燃烧的物质。柴油机排出的废气是各种成分的混合物, 其中以氮化合物(主要是一氧化氮和二氧化氮), 一氧化碳、醛类和油烟等四类成分含量较高, 它们的毒性较大, 是柴油机废气中的主要有害成分。

(1) 一氧化碳气体。一氧化碳是一种无色、无臭的气体, 比重为 0.97。由于一氧化碳与空气重量相近, 易均匀散布在巷道中, 若不用仪器测定很难察觉。一氧化碳不易溶于水, 在通常的温度和压力下, 化学性质不活泼。

一氧化碳是一种极毒的气体, 在非煤矿山井下各种中毒事故中它所占的比例较大。一氧化碳性质极毒是由于它与人体血液中色素的结合力比氧大 250 ~ 300 倍, 也就是说血液吸收一氧化碳的速度比氧快 250 ~ 300 倍。当人体吸入的空气含有一氧化碳时, 那么血液就要多吸收一氧化碳, 少吸入以致不吸入氧气, 当血液中一氧化碳达到饱和时就完全失去输送氧的能力, 使人死亡。

(2) 氮氧化物。爆破后和柴油机废气中都有大量的一氧化氮(NO), 一氧化氮是极不稳定的气体, 遇到空气中的氧即转化为二氧化氮(NO₂)。二氧化氮是一种褐红色的气体。二氧化氮中毒的特点是起初无感觉, 往往要经过 6 ~ 24h 后才出现中毒征兆。即使在危险浓度下起初也只感觉呼吸道受刺激、咳嗽, 但经过 6 ~ 24h 后, 发生呕吐等症状, 以致很

快死亡。

(3) 一氧化碳和二氧化氮中毒时的急救。一氧化碳中毒,呼吸浅而急促,失去知觉时面颊及身上有红斑;嘴唇呈桃红色;对中毒伤员可施用人工呼吸及苏生输氧,输氧时可掺入5%~7%的二氧化碳以兴奋呼吸中枢促进恢复呼吸机能;口服生萝卜汁有解毒作用。

因为二氧化氮中毒时,往往发生肺水肿,所以切忌采用人工呼吸,以免加剧肺水肿的发展。可用拉舌头刺激神经引起呼吸,或在喉部注入碱性溶液(NaHCO_3),以减轻肺水肿现象。当必须用苏生输氧时,也只能输入不含二氧化碳的纯氧,以免刺激肺器官。

2. 含硫矿床产生的主要有毒气体

在开采含硫矿床的矿井里,眼和鼻会有特殊的感受。这是因为硫化矿物被水分解产生的硫化氢和含硫矿物的缓慢氧化、自燃和爆破作业等产生的二氧化硫所引起的。

(1) 硫化氢。硫化氢是一种无色的气体,比重1.19,具有臭鸡蛋及微甜味,当空气中含量为0.0001%~0.0002%时,可以明显地感到它的臭味。它易溶于水,能燃烧,极毒,能使人体血液中毒,并对眼膜和呼吸系统有强烈的刺激作用。

(2) 二氧化硫。二氧化硫是无色的气体,具有强烈的烧硫磺味,比重2.2,易溶于水。对眼有刺激作用,与呼吸道潮湿的表皮接触后能产生硫酸,对呼吸器官有腐蚀作用,使喉咙支气管发炎,呼吸麻痹,严重时引起肺水肿。

(3) 硫化氢、二氧化硫中毒时的急救。硫化氢中毒,除施行人工呼吸或苏生输氧外,可用浸过氨水溶液的棉花或毛巾放在嘴和鼻旁,因氨是硫化氢的良好解毒物。二氧化硫中毒可能引起肺水肿,故应避免用人工呼吸;当必须用苏生输氧时,也只能输入不含二氧化碳的纯氧。

外部器官受硫化氢、二氧化硫刺激时,眼睛可用1%的硼酸水或明矾溶液冲洗,喉咙可用苏打溶液、硼酸水及盐水漱口。

3. 放射性元素产生的有害物质

自20世纪60年代起,出现有关氡危害的报导。我国在20世纪70年代查明某些非铀矿山氡的危害极为严重,在党和政府的关怀重视下,集中有关科研、院校、医疗、矿山等部门进行了认真的研究,基本摸清了非铀矿山氡的来源和基本规律,采取了切实可行的措施,取得了可喜的成果。

1) 氡、氡子体及其对人体的危害

所谓放射性,是指某些物质能够自发地放出射线的属性,这些物质称为放射性物质。

放射性物质的原子核放出射线后,变成另外一种原子核,称为放射性衰变。如铀可以衰变成镭,镭可以衰变成钍。衰变前的元素通常称之为母体,衰变后的元素称之为子体。如铀系的衰变过程中,铀是镭的母体,镭是钍的子体,而钍则是镭的子体,也是铀的第二代子体。

氡是铀衰变来的,是一种无色、无臭,并具有放射性的惰性气体。密度为0.00973 kg/L,比重为8.1,是目前已知最重的气体。当温度为-65℃时,由气体变为液体;在-71℃时,又由液体变为固体。微溶于水,易溶于脂肪。具有强烈的扩散性,能被固体物质所吸附,对其吸附能力最强的是活性炭。

氡子体是一种极细的金属微粒,粒径为0.05~0.35 μm,具有荷电性,能牢固地“黏附”在一切物体的表面,形成难以擦掉的“放射性薄层”;也很容易和空气中的微细尘粒

和雾滴等结合在一起,形成结合态子体和“放射性气溶胶”。

实践证明,矿山井下放射性外照射因其强度较弱对矿工的危害是次要的,所谓矿井的放射性防护主要是针对射线的内照射。据统计,氡子体对人体所产生的危害比氡大 18.9 倍,然而氡是氡子体的母体,从这个角度上说,防氡更具有重要意义。

2) 氡和氡子体的最大允许浓度

《放射性防护规定》中指出,矿山井下工作场所空气中氡及其子体最大允许浓度为 $1 \times 10^{-10} \text{Ci/L}$, 氡子体的 α 潜能值: $4 \times 10^4 \text{MeV/L}$ 。通常又以国标 (GB) 来表示,即 $4 \times 10^4 \text{MeV/L} = 1 \text{GB}$ 。所谓氡子体的 α 潜能值是指氡子体的每一个原子都衰变成镭所释放的 α 粒子能量的总和。所以也可以说,矿山井下工作场所中,氡及其子体的最大允许浓度为氡 3.7Bq/m^3 , 氡子体的 α 潜能值为: $6.4 \mu\text{J/m}^3$ 。国际放射性防护委员会 (ICRP) 于 1981 年推荐空气中氡子体浓度的限值为 $8.3 \mu\text{J/m}^3$ 。

3) 控制措施

这些物质对人体“有害”,必须同时具备 3 个必要的条件,即:空气中有这些物质存在,并超过一定的浓度;被吸入人体;对人体作用超过一定时间。只有同时满足这 3 个条件,才对人体产生危害。因此只要采取措施,破坏这 3 个条件的同时存在,就能达到“无害”的目的。目前,矿井通风仍然是最重要的措施。矿井通风包括 3 个任务:保证井下工作地点有足够氧气;把井下产生的各种有毒有害气体及矿尘稀释到无害的程度并排出矿外;给井下工作地点创造良好的气候条件。实践证明,矿井通风工作的有效进行,关键在于建立合理的通风系统。

第六节 非煤矿山尾矿库事故预防

一、基本概念及尾矿库工程概况

1. 尾矿概念

尾矿是以浆体形态产生和处置的破碎、磨细的岩石颗粒,常视作为矿物加工的最终产物,即选矿或有用矿物提取之后剩余的排弃物。

2. 我国尾矿库工程概况

矿物原料的大规模采取,必然带来对环境的巨大扰动。我国现有尾矿库 1500 余座,每年排弃尾矿近 3 亿 t,需占用土地面积约 20km^2 。由于尾矿坝稳固、废水处理、污染控制、土地恢复技术发展与矿物工业发展的不适应,已经开始显露出或预示出潜在的环境问题,严重阻碍持续发展战略的实施。尾矿库发生安全事故的后果往往是巨大的灾难,不但会危及下游成百上千居民的生命安全,而且还会严重污染下游水系和生态环境,因此,尾矿库工程已成为各国政府、矿山企业和学术界十分关注的重大安全问题。

我国和南非是当今世界上两个近乎单一采用上游坝的国家,成功地构筑了许多大型高坝,积累了丰富的设计经验,政府部门也很重视,相继颁发了《上游坝尾矿堆积坝工程地质勘察规程》(YBJ II—86)、《选矿厂尾矿设施设计规范》(ZBJ I—90)、《尾矿设施安全监督管理办法》(1995) 以及相关专业性设计、施工和管理规程,国家经贸委 2000 年颁布了《尾矿库安全管理规定》,比较全面地记录和反映了我国目前尾矿库工程建设的技

术与管理水平。

二、尾矿排放方式

尾矿排放方式主要包括地表排放、地下排放和深水排放等3种方式。

1. 地表排放

尾矿的地表排放是采用某种类型堤坝形成拦挡、容纳尾矿和选矿废水的尾矿库，使尾矿从悬浮状态沉淀下来形成稳定的沉积层，使废水澄清再返回选厂使用。地表排放方式可有挡水坝、上升坝、环形坝和干处置。

(1) 挡水坝。尾矿排放用的挡水坝是在开始向尾矿库排放之前一次性地按全高构筑的坝。筑坝材料通常取用各种天然土。挡水坝包括不透水心墙、排水带、渗滤层和上游堆石。

(2) 上升坝。地表尾矿库使用最普遍的是上升坝，它与挡水坝不同，是在尾矿库整个服务期间分期构筑的坝。首先构筑初期坝，初期坝坝高设计一般考虑尾矿库使用头2~3年的尾矿产量以及适当的洪水流入量。继后按照预定的尾矿上升高程、库中允许洪水蓄积量齐步并升。

(3) 环形坝。尾矿坝设计不同于普通水坝，核心在于它们储存介质和功能的不同。仅尾矿坝而言，又侧重于在尾矿浆体浓度、状态和排放方式上区别尾矿库功能和确定坝型。包括：高浓度中央排放和半干性喷洒排放。

(4) 干处置。尾矿以固体形式干处理就是在尾矿沉淀之前，通过带式过滤机把水从中排出，形成干尾矿，从而减少尾矿废水的渗漏。

2. 地下排放

虽然地表尾矿库是最广泛应用的尾矿排放方法，但长期以来，地下采矿已采用尾矿砂充填空区以支护岩层，客观上也起到第二作用，即减少尾矿的地表处理量。因此而产生单纯以处置尾矿为目的的地下排放，包括地下矿山充填、露天矿坑排放和专门掘坑排放。

3. 深水排放

把尾矿泵入深湖或近海，但因环境生态问题的争议而一直未普及应用。

三、尾矿库

1. 尾矿库选择因素

尾矿库址选择是影响尾矿库设计的最重要因素。每个可能的备选库址都有一定的优点和缺点，必须与采选作业一起考虑，加以选择。选矿工艺类型直接决定尾矿库区的类型，因而影响尾矿库址选择。尾矿库系统设计目标是：采用当前最先进的科学技术封贮尾矿，以使未来的污染物释放率最小，安全性得到保证。

尾矿库址选择最常用的方法是筛选，即把若干个约束因素加到数个适当的可能的库址地，逐渐剔除，最终确定出最佳的尾矿库址。

2. 尾矿库布置类型

(1) 环型。在没有天然凹地的平坦地区，最适合采用环型尾矿库。

(2) 跨谷型。跨谷型尾矿库是由尾矿坝跨过谷地两侧拦截成尾矿库，布置型式近乎同于普通蓄水坝，可分单一尾矿库和多级尾矿库，因适用性广泛而为世界所普遍接受。

(3) 山坡型。山坡型尾矿库布置, 库区三面采用尾矿坝封隔, 因此, 所需筑坝材料量一般比跨谷型布置多。

(4) 谷底型。谷底型尾矿库兼顾跨谷型布置与山坡型布置的特点, 非常适用于用跨谷型布置汇水面积太大, 而用山坡型布置坡度太陡的场合。

3. 尾矿库水的控制

地表尾矿库设计中一个非常关键问题就是要使所需处理的水量与坝型相适应。为此, 在规划的早期阶段, 必须预计排入尾矿库的尾矿固料量、选矿废水、降水量和径流流入量, 并考虑适当的控制水方法。

(1) 正常流入量处理。在地表水处理中, 首先要考虑正常流入尾矿库水的处理, 即正常气候条件下正常选矿作业排入尾矿库的废水、大气降水和地表径流水。正常流入水量处理的关键是流入水量与流出水量之间的水平衡, 在整个工作期间, 库内水量保持相对稳定, 实现平衡。

(2) 洪水处理。洪水处理的规划和理化估计主要考虑降雨、融雪或两者共同作用引起的极端事件。洪水可以两种方式危及尾矿库: 通过提供过大的入库水量, 漫坝而引起坝破坏; 或者通过坝址侵蚀, 引起坝面损坏或最终破坏。

(3) 渗漏控制。随着环境保护意识的提高, 以及废水管理法规的健全, 减少和控制尾矿库渗漏迅速成为矿山工程项目环境评价和管理评价的关键问题之一, 从而推动了尾矿库渗漏控制技术的长足进步。然而, 就目前而言, 在尾矿管理中, 认识最肤浅的仍然是尾矿库渗流及其携带污染物对地下水的影响。

4. 尾矿库险情预测

根据不完全统计, 导致尾矿库溃坝事故的直接原因为: 洪水约占 50%, 坝体稳定性不足约占 20%, 渗流破坏约占 20% 左右, 其他约占 10%。而事故的根源则是尾矿库存在隐患。

尾矿库险情预测就是通过日常检查尾矿库各构筑物的工况, 发现不正常现象, 借以研判可能发生的事故。

5. 尾矿库的闭库

闭库处理设计和安全维护方案, 报上级主管部门审批实施。闭库设计方案中应包括以下内容:

(1) 根据现行设计规范规定的洪水设防标准, 对洪水重新核定, 并尽可能减少暴雨洪水的入库流量, 可采取分流, 截流等措施将洪流排至库外;

(2) 对现存的排洪系统及其构筑物的泄流能力和强度进行复核;

(3) 对现存坝体的稳定性(静力、动力及渗流)做出评价;

(4) 对库区及其周围的环境状况进行本底调查并记录(重点是水及尾尘污染);

(5) 确保闭库后安全的治理方案。

四、尾矿坝的维护

尾矿坝多远离矿区, 易受自然的、社会的多种不利因素的影响, 其管理工作较为复杂, 且难度较大, 必须予以特别关注。

在尾矿坝的维护管理中, 首先要严格按设计要求及有关的技术规程、规范的规定进行

管理,确保尾矿坝安全运行所必需的尾矿沉积干滩长度、坝体安全超高,控制好浸润线,根据各种不同类型尾矿坝特点做好维护工作,防止环境因素的危害,及时处理好坝体出现的隐患,使尾矿坝在正常状态下运行。

1. 尾矿坝的安全治理

1) 尾矿坝裂缝的处理

裂缝是一种尾矿坝较为常见的病患,某些细小的横向裂缝有可能发展成为坝体的集中渗漏通道,有的纵向裂缝也可能是坝体发生滑坡的预兆,应予以充分重视。

发现裂缝后都应采取临时防护措施,以防止雨水或冰冻加剧裂缝的开展。对于滑动性裂缝的处理,应结合坝坡稳定性分析统一考虑;对于非滑动性裂缝可采取以下措施进行处理:采用开挖回填是处理裂缝比较彻底的方法,适用于不太深的表层裂缝及防渗部位的裂缝;对坝内裂缝、非滑动性很深的表面裂缝,由于开挖回填处理工程量过大,可采取灌浆处理。

2) 尾矿坝滑坡的处理

尾矿坝滑坡往往导致尾矿库溃决事故,因此,即使是较小的滑坡也不能掉以轻心。有些滑坡是突然发生的,有些是先由裂缝开始的,如不及时注意,任其逐步扩大和蔓延,就可能造成重大的垮坝事故。

防止滑坡的发生应尽可能消除促成滑坡的因素。注意做好经常性的维护工作,防止或减轻外界因素对坝坡稳定的影响。当发现有滑坡征兆或有滑动趋势但尚未坍塌时。应及时采取有效措施进行抢护,防止险情恶化;一旦发生滑坡,则应采取可靠的处理措施,恢复并补强坝坡,提高抗滑能力。抢护中应特别注意安全问题。

滑坡抢护的基本原则是:上部减载,下部压重,即在主裂缝部位进行削坡,而在坝脚部位进行压坡。尽可能降低库水位,沿滑动体和附近的坡面上开沟导渗,使渗透水能够很快排出。

因坝身填土碾压不实,浸润线过高而造成的背水坡滑坡,一般应以上游防渗为主,辅以下游压坡、导渗和放缓坝坡,以达到稳定坝坡的目的。滤层上部的压坡体一般用砂、石料填筑,在缺少砂石料时,可用土料分层回填压实。

对于滑坡体上部已松动的土体,应彻底挖除,然后按坝坡线分层回填夯实,并做好护坡。

坝体有软弱夹层或抗剪强度较低且背水坡较陡而造成的滑坡,首先应降低库水位,如清除夹层有困难时,则以放缓坝坡为主,辅以在坝脚排水压的方法处理。

3) 尾矿坝管涌的处理

管涌是尾矿坝坝基在较大渗透压力作用下而产生的险情,可采用降低内外水头差,减少渗透压力或用滤料导渗等措施进行处理。

滤水围井在地基好,管涌影响范围不大的情况下可抢筑滤水围井。在管涌口沙坏的外围,用土袋围一个不太高的围井,然后用滤料分层铺压,其顺序是自下而上分别填0.2~0.3m厚的粗砂、砾石、碎石、块石,一般情况可用三级级配。滤料最好要清洗,不含杂质,级配应符合要求,或用土工织物代替砂石滤层,上部直接堆放块石或砾石。

蓄水减渗险情面积较大,地形适合而附近又有土料时,可在其周围填筑土埂或用土工织物包裹,以形成水池,蓄存渗水,利用池内水位升高,减少内外水头差,控制险情发

展。如有塘内压渗,若坝后水塘、积水坑、渠道、河床内积水水位较低,且发现水中有不断翻花或间断翻花等管涌现象时,不要任意降低积水位,可用芦苇秆和竹子做成竹帘、竹箔、苇箔(或荆笆)围在险处周围,然后在围圈内填放滤料,以控制险情的发展。

2. 尾矿坝的抢险

尾矿坝的险情常在汛期发生,而重大险情又多在暴雨时发生。汛期尾矿库处于高水位工作状态,调洪库容有所减少,遇特大暴雨极易造成洪水漫顶。同时,浸润线的位置处于高位,坝体饱和区扩大,使坝的稳定性降低。此外,风浪冲击也易造成坝顶决口溃坝。因此,做好汛期尾矿坝抢险工作对于确保尾矿库的安全运行至关重要。

1) 防漫顶措施

尾矿坝多为散粒结构,如果洪水漫顶就会迅速冲出决口,造成溃坝事故。当排水设施已全部使用水位仍继续上升,根据水情预报可能出现险情时,应抢筑子堤,增加挡水高度。

在坝顶不宽、土质较差的情况下,可用土袋抢筑子堤。在铺第一层土袋前,要清理堤坝顶的杂物并耙松表土。用草袋、编织袋、麻袋或蒲包等装土七成左右,将袋口缝紧。铺于子堤的迎水面。铺砌时,袋口应向背水侧互相搭接,用脚踩实,要求上下层袋缝必须错开。待铺叠至预计水位以上时,再在土袋背水面填土夯实。填土的背水坡度不得陡于1:1。

在缺土石料、浪大、堤顶较窄的场合下,可采用单层木板或埽捆子堤。其具体做法是先在堤顶距上游边缘约0.5~1.0m处打木桩一排,木桩长1.5~2.0m,入土0.5~1.0m,桩距1.0m,再在木桩的背水侧用钉子、铁丝将单层木板或预制埽捆(长2~3m,直径约0.3m)钉牢,然后在后面填土压实。

当出现超过设计标准的特大洪水时,应在抢筑子堤的同时,报请上级批准,采取非常措施加强排洪,降低库水位。

2) 防风浪冲击

对尾矿坝坝顶受风浪冲击而决口的抢护,除参照前面有关办法进行处理外,还可采取防浪措施处理。用草袋或麻袋装土(或砂)约70%,放置在波浪上下波动的部位,袋口用绳缝合。并互相叠压成鱼鳞状。当风浪较小时还可采用柴排防浪,用柳枝、芦苇或其他秸秆扎成直径为0.5~0.8m的柴枕长10~30m,枕的中心卷入2根5~7m的竹缆做芯子,枕的纵向每0.6~1.0m用铅丝捆扎。在堤顶或背水坡签订木桩,用麻绳或竹缆把柴枕连在桩上,然后推放到迎水坡波浪拍击的地段。

3. 尾矿库的巡检

尾矿库的任何事故都不是突然爆发的,而是由隐患逐渐发展扩大,最终导致事故形成。巡检工作就是从不正常现象的蛛丝马迹上及时发现隐患,以便采取措施消除之。因此,尾矿库的巡检工作非常重要。应建立巡检制度,规定巡检工作的内容、办法和时间等。

第七节 非煤矿山事故处理案例

一、河北省沙河铁矿特别重大火灾事故

1. 事故发生时间、地点及死亡人数

事故发生于2004年11月20日,发生事故的矿山企业为河北省沙河市章村李生文联

办一矿,采用竖井—平巷—盲竖井开拓方式,空场法采矿,自然通风,3级单绳缠绕式接力提升,最大采深396m。

受火灾事故影响造成人员伤亡的其他4个矿山企业分别是:沙河市西郝庄岭南铁矿、沙河市白塔镇第二铁矿、沙河市章村李生文联办铁矿(其前身为藁村供销社铁矿)和河北金山矿业有限公司西郝庄铁矿,遇难矿工总数为70人。

2. 事故发生原因

此次事故是由李生文矿维修工陈红亮在一平巷盲井内用电焊切割罐斗时,焊割下的高温金属残块及焊渣掉落在盲井井壁用于充填护帮的荆笆上,造成长时间阴燃,然后引燃荆笆及木支护可燃材料,导致燃烧蔓延所致。

3. 事故初期自救及救援措施

事故发生后,部分矿山在火灾初期的自救措施失当,客观上也造成了事故灾害的加剧。

(1) 火灾初期,西郝庄矿发现主、副斜井口冒烟后,在副斜井口安装了风机并投入运行(约中午12时)。该风机在副斜井口向下压风,从而使得+75m处的烟气被迫下行,烟气被压至-25m水平,增加了工人从斜井口逃生的困难。

(2) 在李生文矿一平巷十字交叉口后,用棉被设置了密闭,由于此密闭阻碍了李生文矿盲1井中烟气向竖井口流动的通道,迫使该盲井的烟气下行,进而加大了向其余各矿扩散的烟气量,使灾害进一步加大。

(3) 在白塔矿一平巷交叉口前安装了风机,向内压风,此措施进一步增加了烟气向李生文矿和白塔二矿竖井排烟的困难,使大量的烟气下行、扩散,使各矿的影响进一步加剧。

二、河北省邢台石膏矿矿体坍塌特别重大事故(图14-11、图14-12)

1. 事故发生时间、地点及死亡人数

2005年11月6日19时36分,河北省邢台县尚汪庄石膏矿区发生特别重大坍塌事故,造成33人死亡(其中井下16人,地面17人),38人受伤(其中井下26人,地面12人),井下4人失踪,直接经济损失774万元。

2. 事故发生原因

本次事故的直接原因是尚汪庄矿区历经十多年开采,积累了大量未经处理的采空区,形成大面积顶板冒落的隐患;矿房超宽、超高开挖,导致矿柱尺寸普遍偏小,稳定性较差;无序开采,在无隔离矿柱的康立石膏矿和林旺石膏矿交界部位,形成薄弱地带,受采动影响和蠕变作用遭到破坏,从而诱发了本次大面积采空区顶板冒落、地表塌陷事故。地面建筑物建在地下开采的影响范围(地表陷落带和移动带)内,是造成本次事故扩大的原因。

3. 事故救援

事故发生后,石膏矿立即向有关部门报告,同时各矿山积极展开自救。邢台县、市接到报告,及时组织有关部门负责人赶到事故现场,启动应急预案,紧急调集救援力量展开抢险救援,并按事故报告程序上报。

为了做好救援工作,成立了以市长为总指挥长的抢险指挥部,下设8个小组,分别展

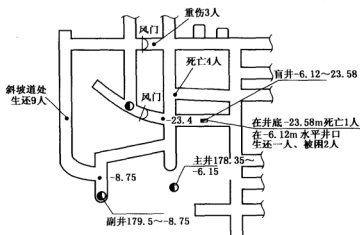


图 14-11 康立石膏矿井下遇险人员位置示意图

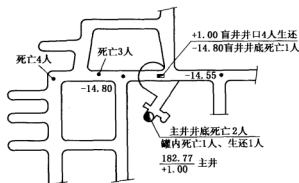


图 14-12 林旺石膏矿井下遇险人员位置示意图

开紧急救援工作。在救援过程中，调集了 400 多名武警、消防和驻那部队官兵，五个专业矿山救护队 90 多名队员，以及部分市、县两级政府机关工作人员和当地村民参加救援工作。

经过全力搜救，救出井下生还者 28 人，搜寻到遇难者 16 名，仍有 4 名矿工失踪；救出地面生还者 12 人，寻找到遇难者 17 名。

三、陕西省繁寺金矿特别重大爆炸事故

1. 事故发生时间、地点及死亡人数

事故发生时间：事故着火时间为 6 月 22 日 13 时 30 分左右，爆炸时间为 6 月 22 日 14 时 30 分左右。矿区位于繁峙县砂河镇义兴寨村。事故死亡人数为 38 人。

2. 事故原因及发展过程

违章作业是引起事故的直接原因。井下工人违章将照明用的多个白炽灯泡集中取暖用长达 18h, 使易然的编织袋等物品局部升温过热, 造成灯泡炸裂引起着火, 并引燃井下大量使用的编织袋及聚乙烯稀风管、水管, 火势迅速蔓延, 引起其他巷道和井下炸药库的燃烧, 造成火灾, 进而引起炸药和气体爆炸(轰)后产生大量有毒有害气体, 导致事故发生。

违章指挥是导致事故的主要原因。在井下着火长达 1h 的情况下, 矿主没有采取任何措施, 组织井下作业人员撤离井下, 而是让作业人员继续在井下作业, 致使爆炸后井下作业人员在无任何自救器具的条件下, 大量中毒窒息死亡, 事发后又没有制止井上人员在无任何救护设备的条件下, 盲目下井抢救亲人造成中毒窒息死亡, 使死亡人数增加。

违反规定存放、使用爆炸物品是导致事故的重要原因。矿井爆炸物品管理混乱, 没有任何储存、发放、使用等规章制度。违反规定将大量的雷管、导火索、炸药存放于井下洞室、巷道, 造成发生火灾后引起炸药爆炸事故。

3. 教训

矿负责人安全意识淡薄, 管理混乱, 矿工未经过培训等是必然导致灾难的发生。而矿方没有组织有效救援又使灾难进一步发生和扩大。

四、广西南丹县鸿图选矿厂尾矿库“10·18”垮坝事故

1. 事故发生时间、地点及死亡人数

2000 年 10 月 18 日上午 9 时 50 分, 广西南丹县大厂镇鸿图选矿厂尾矿库发生重大垮坝事故, 共造 28 人死亡, 56 人受伤, 70 间房屋不同程度毁坏, 直接经济损失 340 万元。

2. 事故发生过程及原因分析

2000 年 10 月 18 日上午 9 时 50 分, 尾矿库后坝中部底层首先垮塌, 随后整个后期堆积坝全面垮塌, 共冲出水 and 尾砂 14300m^3 , 其中水 2700m^3 , 尾砂 11600m^3 , 库内留存尾砂 13100m^3 。尾砂和库内积水直冲坝首正前方的山坡反弹回来后, 再沿坝侧 20m 宽的山谷向下游冲去, 一直冲到离坝首约 700m 处, 其中绝大部分尾砂砂则留在坝首下方的 30m 范围内。事故将尾矿坝下的 34 间外来民工工棚和 36 间铜坑矿基建队的房屋冲垮和毁坏, 共有 28 人死亡, 56 人受伤, 其中铜坑矿基建队职工家属死亡 5 人, 外来人员死亡 23 人。

(1) 事故的直接原因。由于基础坝不透水, 在基础坝与后期堆积坝之间形成一个抗剪能力极低的滑动面。又由于尾矿库长期人为蓄水过多, 干滩长度不够, 致使坝内尾砂含水饱和、坝面沼泽化, 坝体始终处于浸泡状态而得不到固结并最终因承受不住巨大压力而沿基础坝与后期堆积坝之间的滑动面垮塌。

(2) 事故的间接原因:

①严重违反基本建设程序, 审批把关不严。尾矿库的选址没有进行安全认证; 尾矿库也没有进行正规设计, 而由环保部门进行筑坝指导; 其他坝建成后未经安全验收即投入使用。

②企业急功近利, 降低安全投入, 超量排放尾砂, 人为使库内蓄水增多。由于尾矿库库容太小, 服务年限短, 与选矿处理量严重不配套, 造成坝体升高过快, 尾砂固结时间缩

短。同时由于库容太小,尾矿水澄清距离短,为了达到环保排放要求,库内冒险高位贮水,仅留干滩长度4m。

③由于是综合选矿厂,尾矿砂的平均粒径只有0.07~0.4mm。尾砂粒径过小,导致透水性差,不易固结。

④业主、从业人员和政府部门监管人员没有经过专业培训,素质低,法律意识、安全意识差,仅凭经验办事。

五、广西南丹龙泉矿冶总厂拉甲坡矿“7·17”特大透水事故

1. 事故发生时间、地点及死亡人数

广西南丹县拉甲坡矿“7·17”特大透水事故发生的时间2001年7月17日凌晨3时40分左右,透水事故发生的地点:透水口位于拉甲坡矿9号井3号工作面南-166m平巷采区底面,伤亡81人。

2. 事故发生的直接原因

由于长期、多次巷道掘进和采矿过程中的爆破施工,对老窿水体产生附加震动超压并作用于透水口处隔水岩体,使隔水岩体产生渐进性破坏,导致隔水岩体抗力下降,当7月17日工作面1h之内先后两次爆破之后,57m水头压力与隔水岩体抗力之间的极限平衡状态遭到破坏,即刻产生透水事故。

导致透水事故发生的水源:恒源矿受淹老窿为该次透水事故水源,其他与之相通受淹老窿为间接补给区。透水前,恒源矿受淹老窿水位高程为-110m,与透水口高程-167m相差达57m,该窿与相邻受淹的拉甲坡矿9号井1、2号工作面、金虎矿老窿及其他未知的老窿有直接水力联系,构成窿窿相通,蜘蛛网状,具有统一水位高程的“人工地下水库”。

导致事故发生的根本原因:矿区多矿主,多窿道,无序开采,不规范开采及采用水仓等恶意手段进行围、堵、淹,以达到阻止他人采矿的目的,必然导致恶性事故的发生,是本次透水事故的根本原因。

3. 教训与警示

此次发生事故的井下工作条件极为恶劣,井内情况极其复杂,矿区内全部窿道测量工作因时间关系未能全部完成,也未能全部查清老窿积水状况及相互间水力联系,未能较准确估算窿道及采空区的空间容积。因此,在未完成此项工作之前,该矿区仍存在再次发生重大透水和重大冒顶事故发生的隐患。

复习思考题

1. 非煤露天矿采场的构成要素是什么?
2. 非煤露天矿有哪几种开采方法?
3. 非煤露天矿边坡破坏机理是什么?
4. 非煤井下矿有哪几种主要采矿方法?
5. 非煤井下矿如何控制冲击地压灾害?
6. 控制非煤矿山内因火灾的主要措施是什么?

7. 采用崩落采矿法的非煤矿山透水突泥灾害如何控制?
8. 非煤矿山爆破的主要灾害种类有哪几种?
9. 尾矿坝出现裂缝如何处理?
10. 尾矿库汛期出现险情(如漫坝、风浪、管涌等)时,如何抢救?

第十五章 自救、互救与现场急救

矿山事故不可避免,矿井发生事故后,井下灾区人员应正确地根据矿井灾害预防与处理计划展开救灾、自救、互救和避灾。《煤矿安全规程》规定,所有入井人员都必须学习和掌握井下自救、互救和创伤急救的基本知识。作为在抢险救灾工作和日常对服务矿井安全检查工作中的救护队员,更应确保自救与互救的正确实施,最大限度地减少伤亡和损失。因此,每个矿山救护队员更应熟悉和掌握以下内容:

- (1) 熟悉所在矿井的灾害预防和处理计划;
- (2) 熟悉所在矿井的避灾路线和安全出口;
- (3) 掌握避灾方法,会使用自救器;
- (4) 掌握抢救伤员的基本方法及现场急救的技术。

第一节 自救、互救与避灾

自救就是当井下发生灾变时,在灾区或受灾变影响区域的每个工作人员进行避灾和保护自己的行为。

互救就是井下遇险人员在有效地进行自救的前提下,妥善地救护灾区其他受伤人员的行为。

一、遇险时的自救互救原则

无论是救护队员还是其他井下人员,在遇险时应掌握基本的自救互救原则。

(一) 遇险自救原则

自救应遵守“报、抢、撤、避”四项原则:

(1) “报”,即及时报告灾情。发生灾变事故后,事故地点附近的人员应尽量了解或判断事故性质、地点和灾害程度,并迅速地利用最近处的电话或其他方式向矿调度室汇报,并迅速向事故可能波及的区域发出警报,使其他工作人员尽快知道灾情。在汇报灾情时,要将看到的异常现象(火烟、飞尘等)、听到的异常声响、感觉到的异常冲击如实汇报,不能凭主观想象判定事故性质,以免给领导造成错觉,影响救灾。

(2) “抢”,即积极抢救。灾害事故发生后,处于灾区内以及受威胁区域的人员,应沉着冷静。根据灾情和现场条件,在保证自身安全的前提下,采取积极有效的方法和措施,及时投入现场抢救,将事故消灭在初起阶段或控制在最小范围,最大限度地减少事故造成的损失。在抢救时,必须保持统一的指挥和严密的组织,严禁冒险蛮干和惊慌失措,严禁各行其是和单独行动;要采取防止灾区条件恶化和保障救灾人员安全的措施,特别要提高警惕,避免中毒、窒息、爆炸、触电、二次突出、顶帮二次垮落等再生事故的发生。

(3) “撤”,即安全撤离。当受灾现场不具备事故抢救的条件,或可能危及现场人员

安全时,应由在场负责人或有经验的老工人带领,根据矿井灾害预防和处理计划中规定的撤退路线和当时当地的实际情况,尽量选择安全条件最好、距离最短的路线,迅速撤离危险区域。在撤退时,要服从领导、听从指挥,佩用自救器或用湿毛巾捂住口鼻;遇有溜煤眼、积水区、垮落区等危险地段,应探明情况,谨慎通过。灾区人员撤退路线选择的正确与否决定了自救的成败。

(4)“避”,即妥善避灾。如无法撤退(通路被冒顶阻塞或在自救器有效工作时间内不能到达安全地点等)时,应迅速进入预先筑好的或在就近地点快速构筑的临时避难硐室妥善避灾,等待矿山救护队的援救,切忌盲动。

现场实例表明,遇险人员在采取合适的自救互救措施后,是能够坚持较长时间而获救的。例如某煤矿掘进巷道发生火灾后,被堵在灾区里面23名工人,迅速撤退到平巷迎头,并用竹笆、风筒等物很快建造了一道临时密闭,又在这个密闭内8m处,用溜槽、工作服、竹笆、风筒等物建造了更严密的第二道临时密闭。然后,派一个人在密闭附近监视,其他人员躺下休息。5h后,由救护队救出。相反,如果自救措施不当,则可能造成死亡。例如:1961年某矿井下配电室发生火灾,与45名遇险人员所处的地点、环境相似,但事故发生18h后,有18人还活着,据现场勘察和被救人员介绍表明:①凡避难位置较高的均死亡,位置较低的绝大部分人保住了生命。②俯卧在底板上并用浸水毛巾堵住嘴的人保住了生命。与此相反,特别是迎着烟雾方向的人均死亡。③事故发生后,恐慌乱跑,大哭大叫的人大部分死亡。

(二) 遇险互救原则

互救必须遵守“三先三后”的原则:

- (1) 对窒息(呼吸道完全堵塞)或心跳呼吸骤停的伤员,必须先复苏,后搬运。
- (2) 对出血伤员,要先止血,后搬运。
- (3) 对骨折伤员,要先固定,后搬运。

二、自救和避难

《煤矿安全规程》规定:入井人员必须随身携带自救器。在突出煤层采掘工作面附近、爆破时撤离人员集中地点必须设有直通矿调度室的电话,并设置有供给压缩空气设施的避难硐室。

自救器是一种轻便、体积小、便于携带、佩用迅速、作用时间短的个人呼吸保护装备,入井人员必须随身携带。当井下发生火灾、爆炸、煤和瓦斯突出等事故时,佩戴自救器,可有效防止中毒或窒息。

从国内外事故教训来看,不少遇难者在事故时如果佩戴自救器是完全可以避免死亡的。例如,美国1950~1973年事故统计中,由于火灾和瓦斯事故死亡的728人中,就有140人死于无自救器。我国在1978~1979年内的6起大事故中就有81%的人死于无自救器。近年来我国特别加强了矿山安全管理,每个矿井都强制配备了自救器,要求每个入井人员必须携带,但是由于有的煤矿领导不够重视,或是下井就不带,或是即使带了也不会使用,使得在事故发生时多数矿工不能自救脱险而中毒或窒息死亡。所以每个从事井下工作的人员不但要携带自救器,而且要掌握其构造、性能、适用条件,使用方法。

除了正确使用自救仪器设备和方法外,熟悉所服务矿井的避灾路线和安全出口,是在

不同的灾害事故发生时能正确选择避灾路线,运用有效避灾方法的前提。

避难硐室是供井下工作人员遇到事故无法撤退时躲避待救的设施,分永久避难硐室和临时避难硐室两种。永久避难硐室事先设在井底车场附近或采区工作地点安全出口的路线上。对其要求是:设有与矿调度室直通电话,构筑坚固,净高不低于2m,严密不透气或采用正压排风,并备有供避难者呼吸的供气设备(充满氧气的氧气瓶或压气管和减压装置)、隔离式自救器、药品和饮水等;设在采区安全出口路线上的避难硐室,距人员集中工作地点应不超过500m,其大小应能容纳采区全体人员。临时避难硐室是利用独头巷道、硐室或两道风门之间的巷道,由避灾人员临时修建的。所以,应在这些地点事先准备好所需的木板、木桩、黏土、砂子或砖等材料,还应装有带阀门的压气管。避灾时,若无构筑材料,避灾人员就用衣服和身边现有的材料临时构筑避难硐室,以减少有害气体的侵入。

避难硐室避难时应注意以下事项:

- (1) 进入避难硐室前,应在硐室外留有衣服、矿灯等明显标志,以便救护队发现。
- (2) 待救时应保持安静、不急躁,尽量俯卧于巷道底部,以保持精力、减少氧气消耗,并避免吸入更多的有毒气体。
- (3) 硐室内只留一盏矿灯照明,其余矿灯全部关闭,以备再次撤退时使用。
- (4) 间断敲打铁器或岩石等发出呼救信号。
- (5) 全体避灾人员要团结互助、坚定信心。
- (6) 被水堵在上山时,不要向下跑出探望。水位下降露出棚顶时,也不要急于出来,以防 SO_2 、 H_2S 等气体中毒。
- (7) 看到救护人员后,不要过分激动,以防血管破裂。

三、不同灾害时的避灾自救与互救知识

(一) 瓦斯与煤尘爆炸事故时的自救与互救

1. 防止瓦斯爆炸时遭受伤害的措施

瓦斯爆炸时使人感到附近空气有颤动的现象发生,有时还发出“嘶嘶”的空气流动声,并有耳鸣现象。井下人员和救护队员一旦发现这种情况时,要沉着、冷静,采取措施进行自救。

具体方法是:背向空气颤动的方向,俯卧倒地,面部贴在地面,以降低身体高度,避开冲击波的强力冲击,并闭住气暂停呼吸,用毛巾捂住口鼻,防止把火焰吸入肺部。最好用衣物盖住身体,尽量减少肉体暴露面积,以减少烧伤。爆炸后,要迅速按规定佩戴好自救器,弄清方向,沿着避灾路线,赶快撤退到新鲜风流中。若巷道破坏严重,不知撤退是否安全时,可以到棚子较完整的地点躲避等待救援。

2. 掘进工作面发生瓦斯爆炸后的自救与互救措施

如发生小型爆炸,掘进巷道和支架基本未遭破坏,遇难矿工未受直接伤害或受伤不重时,应立即打开随身携带的自救器,佩戴好后迅速撤出受灾巷道到达新鲜风流中。对于附近的伤员,要协助其佩戴好自救器,帮助撤出危险区。不能行走的伤员,在靠近新鲜风流30~50m范围内,要设法抬运到新风中,如距离远,则只能为其佩戴自救器,不可抬运。撤出灾区后,要立即向矿调度室报告。

如发生大型爆炸,掘进巷道遭到破坏,退路被阻,但遇险矿工受伤不重时,应佩戴好

自救器，千方百计疏通巷道，尽快撤到新鲜风流中。如巷道难以疏通，应坐在支护良好的棚子下面，或利用一切可能的条件建立临时避难硐室，相互安慰、稳定情绪，等待救助，并有规律的发出呼救信号。对于受伤严重的矿工要为其佩戴好自救器，使其静卧待救。并且要利用压风管道、风筒等改善避难地点的生存条件。

3. 采煤工作面瓦斯爆炸后的自救与互救措施

如果进回风巷道没有发生垮落而被堵死，通风系统破坏不大，所产生的有害气体，较易被排除。这种情况下，采煤工作面进风侧的人员一般不会受到严重伤害，应迎风撤出灾区。回风侧的人员要迅速佩用自救器，经最近的路线进入进风侧。

如果爆炸造成严重的垮落冒顶，通风系统被破坏，爆源的进、回风侧都会聚积大量的一氧化碳和其他有害气体，该范围内所有人员都有发生一氧化碳中毒的可能。为此，在爆炸后，没有受到严重伤害的人员，要立即打开自救器佩戴好。在进风侧的人员要逆风撤出，在回风侧的人员要设法经最短路线，撤退到新鲜风流中。如果冒顶严重撤不出来，首先要把自救器佩戴好，并协助重伤员在较安全地点待救；附近有独头巷道时，也可进入暂避，并尽可能用木料、风筒等设立临时避难场所，并把矿灯、衣物等明显的标识物，挂在避难场所外面明显的地方，然后进入室内静卧待救。

(二) 煤与瓦斯突出时的自救与互救

1. 发现突出预兆后现场人员的避灾措施

在采煤工作面发现有突出预兆时，要以最快的速度通知人员迅速向进风侧撤离。撤离中快速打开隔离式自救器并佩戴好，迎着新鲜风流继续外撤。如果距离新鲜风流太远时，应首先到避难所、或利用压风自救系统进行自救。

掘进工作面发现煤和瓦斯突出的预兆时，必须向外迅速撤至防突反向风门之外，之后把防突风门关好，然后继续外撤。如自救器发生故障或佩戴自救器不能安全到达新鲜风流时，应在撤出途中到避难所或利用压风自救系统进行自救，等待救护队援救。

2. 发生突出事故后现场人员的避灾措施

在有煤与瓦斯突出危险的矿井，矿工要把自己的隔离式自救器带在身上，一旦发生煤与瓦斯突出事故，立即打开外壳佩戴好，迅速外撤。在撤退途中，如果退路被堵或自救器有效时间不够，可到矿井专门设置的井下避难所或压风自救装置处暂避，也可寻找有压缩空气管路的巷道、硐室躲避。这时要把管子的螺丝接头卸开，形成正压通风，延长避难时间，并设法与外界保持联系。

(三) 矿井火灾事故时的自救与互救

(1) 首先要尽最大的可能迅速了解或判明事故的性质、地点、范围和事故区域的巷道情况、通风系统、风流及火灾烟气蔓延的速度、方向以及与自己所处巷道位置之间的关系，并根据矿井灾害预防和处理计划及现场的实际情况，确定撤退路线和避灾自救的方法。

(2) 撤退时，任何人无论在任何情况下都不要惊慌、不能狂奔乱跑。应在现场负责人及有经验的老工人带领下有组织地撤退。

(3) 位于火源进风侧的人员，应迎着新鲜风流撤退。

(4) 位于火源回风侧的人员则是在撤退途中遇到烟气有中毒危险时，应迅速戴好自救器，尽快通过捷径绕到新鲜风流中去或在烟气没有到达之前，顺着风流尽快从回风出口

撤到安全地点；如果距火源较近而且越过火源没有危险时，也可迅速穿过火区撤到火源的进风侧。

(5) 如果在自救器有效作用时间内不能安全撤出时，应到设有储存备用自救器的硐室换用自救器后再行撤退，或是寻找有压风管路系统的地点，以压缩空气供呼吸之用。

(6) 撤退行动既要迅速果断，又要快而不乱。撤退中应靠巷道有联通出口的一侧行进，避免错过脱离危险区的机会，同时还要注意观察巷道和风流的变化情况，谨防火风压可能造成的风流逆转。人与人之间要互相照应，互相帮助，团结友爱。

(7) 如果无论是逆风或顺风撤退，都无法躲避着火巷道或火灾烟气可能造成的危害，则应迅速进入避难硐室；没有避难硐室时应在烟气袭来之前，选择合适的地点就地利用现场条件，快速构筑临时避难硐室，进行避灾自救。

(8) 逆烟流撤退具有很大的危险性，在一般情况下不要这样做。除非是在附近有脱离危险区的通风出口，而且又有脱离危险区的把握时；或是只有逆烟撤退才有争取生存的希望时，才采取这种撤退方法。

(9) 撤退途中，如果有平行并列巷道或交叉巷道时，应靠有平行并列巷道和交叉巷口的一侧撤退，并随时注意这些出口的位置，尽快寻找脱险出路。在烟雾大、视线不清的情况下，要摸着巷道壁前进，以免错过联通出口。

(10) 当烟雾在巷道里流动时，一般巷道上部烟雾浓度大、温度高、能见度低，对人的危害也严重，而靠近巷道底板情况要好一些，有时巷道底部还有比较新鲜的低温空气流动。为此，在有烟雾的巷道里撤退时，在烟雾不严重的情况下，即使为了加快速度也不应直立奔跑，而应尽量贴着巷道底板和巷壁，摸着铁管或管道等爬行撤退。

(11) 在高温浓烟的巷道撤退还应注意利用巷道内的水浸湿毛巾、衣物或向身上淋水等办法进行降温，改善自己的感觉，或是利用随身物件等遮挡头部、面部，以防高温烟气的刺激。

(12) 在撤退过程中，当发现有发生爆炸的前兆时（当爆炸发生时，巷道内的风流会有短暂的停顿或颤动，应当注意的是这与火风压可能引起的风流逆转的前兆有些相似），有可能的话要立即避开爆炸的正面巷道，进入旁侧巷道，或进入巷道内的躲避硐室；如果情况紧急，应迅速背向爆源，靠巷道的一帮就地顺着巷道爬卧，面部朝下紧贴巷道底板、用双臂护住头部并尽量减少皮肤的外露部分；如果巷道内有水坑或水沟，则应顺势爬入水中。在爆炸发生的瞬间，要尽力屏住呼吸或是闭气将头面浸入水中，防止吸入爆炸火焰及高温有害气体，同时要以最快的动作戴好自救器。爆炸过后，应稍事观察，待没有异常变化迹象，就要辨明情况和方向，沿着安全避灾路线，尽快离开灾区，撤到有新鲜风流的 safe 地带。

(四) 矿井透水事故时的自救与互救

1. 透水后现场人员撤退时的注意事项

(1) 透水后，应在可能的情况下迅速观察和判断透水的地点、水源、涌水量、发生原因、危害程度等情况，根据灾害预防和处理计划中规定的撤退路线，迅速撤退到透水地点以上的水平，而不能进入透水点附近及下方的独头巷道。

(2) 行进中，应靠近巷道一侧，抓牢支架或其他固定物，尽量避开压力水头和泄水流，并注意防止被水中滚动的矸石和木料撞伤。

(3) 如透水破坏了巷道中的照明和路标, 迷失行进方向时, 遇险人员应朝着有风流通过的上山巷道方向撤退。

(4) 在撤退沿途和所经过的巷道交叉口, 应留设指示行进方向的明显标志, 以引起救护人员的注意。

(5) 人员撤退到竖井, 需从梯子间上去时, 应遵守秩序, 禁止慌乱和争抢。行动中手要抓牢, 脚要蹬稳, 切实注意自己和他人的安全。

(6) 如唯一的出口被水封堵无法撤退时, 应有组织的在独头工作面躲避, 等待救护人员的营救。严禁盲目潜水逃生等冒险行为。

2. 透水后被围困时避灾自救措施

(1) 当现场人员被涌水围困无法退出时, 应迅速进入预先筑好的避难硐室中避灾, 或选择合适地点快速构筑临时避难硐室避灾。迫不得已时, 可上巷道中的高冒空间待救。如系老窑透水, 则须在避难硐室外建临时挡墙或吊挂风帘, 防止被涌出的有毒有害气体伤害。进入避难硐室前, 应在硐室外留设明显标志。

(2) 在避灾期间, 遇险矿工要有良好的精神心理状态, 情绪安定、自信乐观、意志坚强。要做好长时间避灾的准备, 除轮流担任岗哨观察水情的人员外, 其余人员应静卧, 以减少体力和空气消耗。

(3) 避灾时, 应用敲击的方法有规律、间断的发出呼救信号, 向营救人员指示躲避处的位置。

(4) 被困期间断绝食物后, 即使在饥饿难忍的情况下, 也应努力克制自己, 决不嚼食杂物充饥。需要饮用井下水时, 应选择适宜的水源, 并用纱布或衣服过滤。

(5) 长时间被困在井下, 发觉救护人员到来营救时, 避灾人员不可过度兴奋和慌乱, 以防发生意外。

(五) 冒顶事故时的自救与互救

1. 采煤工作面冒顶时的避灾自救措施

(1) 迅速撤退到安全地点。当发现工作地点有即将冒顶的征兆, 而当时又难以采取措施防止采煤工作面粉板冒落时, 最好的避灾措施是迅速离开危险区, 撤退到安全地点。

(2) 遇险时要靠煤帮贴身站立或到木垛处避灾。从采煤工作面发生冒顶的实际情况来看, 顶板沿煤壁冒落是很少见的, 因此, 当发生冒顶来不及撤退到安全地点时, 遇险者应靠煤帮贴身站立或卧倒。在一般情况下不可能压垮或推倒质量合格的木垛, 所以, 如遇险者所在位置靠近木垛时, 可撤至木垛处避灾。

(3) 遇险后立即发出呼救信号。冒顶对人员的伤害主要是砸伤、掩埋或隔堵。冒落基本稳定后, 遇险者应立即采用呼叫、敲打(如敲打物料、岩块, 可能造成新的冒落时, 则不能敲打, 只能呼叫)等方法, 发出有规律、不间断的呼救信号, 以便救护人员和撤出人员了解灾情, 组织力量进行抢救。

(4) 遇险人员要积极配合外部的营救工作。冒顶后被煤矸、物料等埋压的人员, 不要惊慌失措, 在除条件允许外切忌采用猛烈挣扎的办法脱险, 以免造成事故扩大。被冒顶隔堵的人员, 应在遇险地点有组织地维护好自身安全, 构筑脱险通道, 配合外部的营救工作, 为提前脱险创造良好条件。

2. 独头巷道迎头冒顶被堵人员避灾自救措施

(1) 遇险人员要正视已发生的灾害,切忌惊慌失措,坚信矿领导和同志们一定会积极进行抢救。应迅速组织起来,主动听从现场班组长和有经验老工人的指挥。团结协作,尽量减少体力和隔堵区的氧气消耗,有计划地使用饮水、食物和矿灯等,做好较长时间避灾的准备。

(2) 如人员被困地点有电话,应立即用电话汇报灾情、遇险人数和计划采取的避灾自救措施。否则,应采用敲击轨钎、管道和岩石等方法,发出有规律的呼救信号,并每隔一定时间敲击一次,不间断地发出信号,以便营救人员了解灾情,组织力量进行抢救。

(3) 维护加固冒落地点和人员躲避处的支架,并经常派人检查,以防止冒顶进一步扩大,保障被堵人员避灾时的安全。

(4) 如人员被困地点有压风管,应打开压风管给被困人员输送新鲜空气,并稀释被隔堵区域的瓦斯浓度,但要注意保暖。

四、事故现场负责人救灾组织

矿井发生爆炸、火灾、水灾、冒顶、煤与瓦斯突出等重大灾害事故的初期阶段,波及的范围和危害一般较小,这既是扑救和控制事故的有利时期,也是决定矿井和人员安全的关键时刻。多数情况下,事故发生初期,矿山救护人员难以及时到达现场抢救,灾区人员如何及时、正确地开展自救、互救,对保护自身安全和控制灾情扩大具有重要作用。抢险救灾实践证明,事故现场负责人(区队长、矿井干部,也包括有经验的老工人、瓦斯检查员等)若能发挥高度的责任心,勇于承担事故现场救灾职责,正确组织遇险人员救灾与避灾,对减少灾害损失,会起到不可估量的作用。

例如:1984年2月24日,平顶山矿务局大庄矿在4时30分左右发生一起明火火灾。被火烟包围的22231综采面的21人中,除了12名身体好的人员冲出危险区脱险外,还有9人被围困在火烟内,其中有驻矿监察处副处长张某某和矿安检科郑某某。张副处长在做好政治鼓动和稳定思想情绪后,统一组织指挥遇险人员,根据火烟来自采面回风和火烟速度及通风情况,缓缓撤向采面的回风巷。为了增加采面风量,在该采面回风巷中设有一台28kW局部通风机和两道风门。遇险人员撤到回风巷内,穿过风门并停止局部通风机运转,然后立即用衣服等物品将风门严密封闭,以防止火烟向采面急速流动,保存回风巷中有限的新风。为了减少氧气消耗,张副处长要求遇险人员静止待救,节约电源,并商讨脱险策略。当大家要求由回风流强撤时,张提出不能冒险盲目集体撤出,应先由两人侦察后再行议事。经两人侦察,发现烟雾浓、温度高,不能撤退,遇险人员便返回风门处待救。6时30分,当他们发现烟雾又从回风巷口向他们逆流袭来,而救护队还没有进入灾区,遇险人员心急难耐,于是重新打开风门侦察,发现无烟,人员便进入采煤工作面,边进行边侦察。到机头处时,与调度室进行通话联系,要求火速派救护队抢救9人。经救护队奋力救灾,终于在8时30分被成功救出。

例如,1998年6月12日,淮南矿业集团公司新庄孜矿毕家岗井6号运煤石门掘进工作面发生的一起煤与瓦斯突出事故,突出煤岩量650t,瓦斯量12600m³。当日12时18分,专职瓦斯检查工王某某在六号运煤石门口以北5m钻窝外,突然听到6号运煤石门掘进迎头人员尖声喊叫、风筒剧烈抖动声,以及从6号运煤石门内传来“扑扑”声音。于是想到迎头去看看情况,但刚站起便感觉到腿发软,有被熏感觉。同时有一股强气流从里

面向外推动,便意识到可能发生了事故。随即向外撤退,并将5号运煤石门以北的3名钻工及在6号运煤石门外的8名矿工全部撤离事故现场,后又跑到附近的变电所打电话,向矿调度室汇报。矿领导立即布置停电撤人,组织抢救。经矿山救护队3昼夜的奋力抢救消除了事故。这次事故中只有2人遇难,1名被堵在灾区内人员被救护队救出。在这次事故中,专职瓦斯检查员,在危险时刻,能冷静地组织突出区域附近人员及时撤离事故现场,挽救了11人生命,减少了灾变损失。

事故现场负责人,为了充分发挥现场组织救灾作用,必须根据本人的工作环境特点,认识和掌握常见事故的规律,了解事故发生前的预兆和事故发生后特征,牢记各种事故的避灾要点,熟悉矿井的避灾路线和安全出口,掌握抢救伤员的基本方法和现场创伤急救操作技术。

事故发生后,现场负责人要充分发挥高度责任心,勇敢地担负起现场救灾职责。同时还必须做到以下几点:

(1) 认真组织。要求所有人员要统一行动,听从指挥,任何情况下都不得各行其是,盲目蛮干。

(2) 沉着冷静。要保持清醒的头脑,临危不乱,鼓动大家树立坚定的信心,并在各环节上做好充分准备,谨慎妥善地行动。

(3) 遵循原则。要求遇险人员遵循救灾和避灾基本原则。即:及时报告灾情、积极抢救、安全撤离和妥善避灾。

(4) 随机应变。在组织抢救、撤离灾区和避灾待救时,要密切注意灾情变化,当可能出现危及人员安全时,要果断采取应变措施,避免人员伤亡。切忌图省事或存侥幸心里冒险行动。

(5) 及时联络。在整个抢险和避灾过程中,要想方设法及时与矿调度室取得联系,告知灾情、遇险人员位置、人数,遇到的困难情况等,争取早日获救。

(6) 团结互助。现场负责人以身作则,并要求所有遇险人员发扬团结互助的精神和先人后己的风格,要充分做好思想工作,发挥积极力量,互相照顾、同心协力、共度难关。要尽量使遇险人员保持稳定的情绪和良好的心理状态,树立坚定的获救脱险的信念,互相鼓励,以极大的毅力克服一切困难,直到最后胜利;特别是在遇险待救时间较长时,千万不可悲观失望和过分忧虑,更不可急躁盲动。

五、矿山救护队员的自救与互救

在抢救救灾过程中,矿山救护指战员难免遇到各种各样险情,如果自救、互救措施取得当,就可能避免伤害或减轻伤害程度。如果措施采取不当,就可能造成伤害或加重伤害程度。在遇到瓦斯、煤尘、火灾、水灾、顶板事故时的应急措施基本与前面所述相同。这里,主要介绍救护队在灾区进行侦察或作业时遇到身体不适或仪器发生故障时如何自救、互救。

(一) 矿山救护队员的自救

(1) 身体不适时的自救。救护指战员在灾区侦察时可能遇到头晕、恶心,这时千万不能慌、也不能乱跑,这可能是发生轻微中毒或是呼吸器药品吸收二氧化碳不充分造成的。此时正确的方法是立即按手动补气,并向小队长发出求救信号,打手势告诉小队长自

己的感觉。小队长可根据情况令全小队护送该队员一起撤出灾区。

(2) 呼吸器发生故障时的自救。救护指战员在灾区工作时,可能遇到呼吸器发生故障的情况。这时应沉着冷静,根据情况采取不同措施,如果是定量孔被堵或流量减小,应按手动补气;如果是压力表或高压跑气,应当关住气瓶阀门,然后间断地开关气瓶阀门。这两种情况发生时都必须报告小队长,全小队退出灾区。

(二) 矿山救护队员的互救

救护指战员在灾区工作时,可能由于各种原因需要互救:

(1) 发生口具、鼻夹脱落时。这是使用负压氧气呼吸器最容易出现的问题。原因是遇险者发生中毒、呼吸器药品失效、行走时不慎摔倒或氧气用尽等情况时,要想再给伤员安上口具是很困难的,尤其处于昏迷状态的伤员。唯一的办法就是给遇险人员立即戴上备用全面罩呼吸器,然后扶着或抬着他慢慢撤出灾区。切记,不能惊慌失措,不能通过口具讲话,因为这样可能造成自身中毒,并会引起其他同志的心理恐慌,而将事故扩大。如果是多名同志中毒,在口具无法戴上、备用呼吸器不够用时,其他同志应将该队员的口具放于队员口鼻前,同时按手动补气装置供气,使其尽量少的吸入有害气体。

(2) 发生正压呼吸器发生余压报警时。如果是由于高压漏气,此时应当立即给该队员更换备用呼吸器,然后全队撤出灾区。如果不是高压漏气,全队也应撤出灾区。

上述自救、互救措施中,不论是何种原因造成的险情,都离不开备用2h呼吸器。所以我们在灾区工作时,一定要携带2h呼吸器,以备急用。对于救灾中多次自身伤亡事故的分析表明,就是由于未带2h呼吸器造成的;而多次安全脱险的经验就是由于携带并给遇险队员戴了2h呼吸器。例如,陕西省某救护队在一次灾区工作中由于未带2h呼吸器,1名队员发生中毒后,其他人员慌乱抢救,又造成一名队员中毒,最终导致2名队员死亡。山西省某救护队在一次灾区侦察中,一名队员中毒,吐掉口具,其他队员立即互救,给该名队员戴上2h呼吸器,然后慢慢撤出灾区,避免了一次意外事故的发生。

所以,到灾区侦察或工作时,一定不能图省事而不带2h呼吸器。

第二节 现场急救概述

一、现场急救的任务

现场急救的任务,主要是维持伤员的生命,稳定伤情,防止继发性损伤并应迅速送往医院进行救治。对于重症伤员应进行必要的抢救,所以救护队员和现场的急救人员应具备一定的医疗抢救知识。如:保持呼吸道畅通、心肺复苏,以及止血、包扎、固定、搬运等救护技术。

二、现场急救的程序

(一) 观察

首先观察现场环境,观察灾难现场的稳定性、范围、人数及可用作庇护的场地,确定伤员及救援者会有进一步的危险出现,如有应马上脱离危险地区或消除造成危险的因素,确保自己和伤者的安全。非必要时不可任意移动伤员,尽量和旁人协同工作,迅速、镇静

地对伤员进行详细检查,并根据伤情作出是否向专职医生求救的决定。在对伤员进行检查时,当发现是大出血、严重休克、呼吸和心跳骤停等伤情时要立即施行急救直到医生到达。如非严重伤情,待详查结束后,再根据伤员伤情进行止血、包扎及固定,最后送往医院。

(二) 呼救

(1) 遇到以下各种意外伤害或突发疾病,并在现场对受害者进行初步检查后,即可立即向井口调度室(在地面时向当地 120 急救中心或医院急诊室)呼救。①各种急性疾病:如突然晕倒、昏迷、休克等;②遇到突然、意外灾害,如爆炸、火灾、触电、塌方、溺水和气体中毒等情况。

(2) 呼救内容。①报告发生了什么意外(急病、意外事故)。②如果突发疾病,报告病人症状及姓名、年龄、性别,还有患病人数。③如遇意外事故,要力争准确报告伤亡人数和基本情况、事故发生地点。④准确报告病人或伤员的详细地点(必要时可说明到现场的位置,最好说明在现场周围附近有何明显标志)。⑤要求接听者将内容复述一遍,确保内容无错漏,等待双方确认即可挂机。

三、现场急救的原则及措施

(一) 伤情分类

在现场进行伤情分类时,可根据受伤程度将伤员分为轻、重、危三类。

(1) 轻伤,是指仅有局部组织的擦伤、挫伤或皮下血肿等轻微损伤和肢体远端单一骨折。

(2) 重伤,是指有多发性骨折、内脏损伤、大面积或特殊部位的烧伤,严重挤压伤等。

(3) 危重伤,包括各部位大出血、内出血、重度脑外伤引起的深昏迷、严重休克、呼吸和心跳骤停等。

(二) 急救原则

现场急救原则:先抢后救,先急后缓,先重后轻,边救边送、严密观察。

(1) 先抢后救。对于在现场环境比较危险的伤员要先将伤员脱离危险区再实施救护。

(2) 先急后缓。在抢救多处受伤的伤员时,要先处置紧急伤,后处置缓慢伤。

(3) 先重后轻。多名伤员受伤时,应先抢救重伤员后抢救轻伤员。

(4) 边救边送,严密观察。对于伤情已经稳定的伤员要有医生的护送,护送时严密观察,发现异常立即抢救。

(三) 急救要点

(1) 止住出血、处理烧伤、固定骨折等。

(2) 预防及处理伤员的休克。

(3) 安置昏迷伤员于复原卧位(即复苏姿势)。

(4) 将伤员置于正确、舒适的姿势,以防伤情恶化。

(5) 预防休克,冬天应注意保暖,以防体温散失,夏天应注意防暑。

(6) 给予生理食盐水补充体液。

(7) 给予伤员心理支持、消除其焦虑不安。

(8) 如非必要不可脱除伤员的衣服, 以免翻动伤员而加重伤情及痛苦, 必要时, 将伤处衣服剪开。

(9) 要遣散围观群众, 保持伤员周围环境的安静及空气的流通。

(10) 迅速送医或寻求支援, 以获得更妥善的治疗。

(四) 安置伤员的各种姿势与其适应症

1) 平躺。①检查时的最佳姿势。②做心外按压时的姿势。③严重的头部外伤及颅骨骨折。

2) 平躺, 头肩部垫高。①中风, 但未完全失去知觉的伤员, 且无嘴角歪斜、分泌物流出的情况。②中暑 (但未丧失意识者)。③头部外伤流血 (但未丧失意识者)。

(3) 平躺, 头肩部垫高、屈膝。①腹部疼痛。②腹部严重创伤时。

(4) 平躺, 脚抬高。①中热衰竭。②晕倒、休克伤员。③下肢骨折或创伤时, 固定后尽早抬高伤肢。

(5) 坐卧: 呼吸困难伤员。

(6) 侧卧: ①脊椎骨折病人, 但意识不清的伤员。②下颌骨折的伤员。③病人意识清醒, 但口腔内有分泌物流出。

(7) 复苏姿势。①伤员脊椎未受损伤, 但意识不清或昏迷时。②严重中风, 伤员已失去意识时, 肢体瘫痪的一侧在下。

四、伤情检查步骤

首先检查可能影响或危及生命的伤员, 尽快做出适当处理。

1. 伤情检查的方法及步骤

1) 方法

(1) 观察伤员的呼吸、出血、瞳孔、肤色、分泌物、外观等状况。

(2) 触摸伤员的脉搏、体温、疼痛反应、肿胀、皮肤湿冷或干燥等状况。

(3) 和伤员交谈, 判断伤员的意识状况、询问伤员意外伤害发生的过程、疾病史、姓名电话、地址、活动能力、疼痛感觉等。

2) 步骤

轻摇伤员肩膀并呼唤伤员: “喂, 你怎么了?” 试其反应。如有反应, 即表示其仍有呼吸及心跳。如伤员是俯卧的, 在可能的情况下 (或找人帮助) 应将其转为仰卧位, 方便检查, 但必须遵照滚木式转身法原则 (图 15-1)。

2. 畅通气道

可用仰头举颌法以防止舌后坠 (图 15-2)。



图 15-1 滚木式转身法



图 15-2 仰头举肋法



图 15-3 托颌法

若怀疑颈椎骨折,则应用托颌法(图 15-3),以免移动颈椎骨折处造成脊髓神经损伤。

3. 检查呼吸

(1) 利用视、听、感觉的方法用 5~10s 检查伤员是否仍有呼吸,如果有呼吸,会看到胸部运动,急救员的耳和脸颊部分别听到和感觉到空气呼出(图 15-4)。

(2) 若呼吸停止应立即进行人工呼吸。

4. 检查脉搏

(1) 检查伤员近身颈动脉或挠动脉 5~10s,以确定有无心跳(图 15-5)。

(2) 若心跳停止,立即施行心肺复苏术。



图 15-4 检查呼吸



图 15-5 检查脉搏

5. 制止严重出血

如发现严重出血的伤口,立即止血。

6. 处理休克

早发现休克征兆,如有心跳、呼吸停止,或有大出血等情况出现,急救员应立即处理,切勿被其他较轻微的伤势影响。

7. 对伤员颈、胸、腹、背、骨盆、四肢的检查。

(1) 头部。检查头皮有无肿胀、出血、畸形或凹陷。①眼睛有无异物或损伤、瞳孔对光线的反应是否正常?②耳朵及鼻孔有无渗液或渗血?耳后有无积血?③口腔内是否有伤口、异物、松脱牙齿或假牙?

(2) 颈部。有无肿胀、压痛、畸形及出血?

(3) 胸部。检查有无骨折及出血?观察两边肺部起伏是否平均?

(4) 腹部。按压腹部有无感到硬实或伤者申诉触痛?

(5) 背部。用手感觉背有无肿胀及畸形?如前部无严重骨折,可转侧检查背部有无其他伤势?

- (6) 盆骨。挤压两边骨盆，检查有无骨折？膀胱是否胀满？
 (7) 肢体。检查有无出血或骨折？皮肤感觉有无丧失或刺痛？检查远端血循环。

第三节 急救技术

一、止血

创伤一般会出血，特别是较大的动脉血管损伤，会引起大出血。如果抢救不及时或不恰当，就可能使伤员出血过多，甚至危及生命。

人体的血液量一般占到体重的7%~8%。当失血量为1000mL时，伤员脸色苍白，出冷汗，手脚发凉呼吸急促，一般会迅速恶化；当失血量达2000mL时，伤员就有生命危险。所以，在这种情况下，首先要争分夺秒，准确有效地止血，然后再进行其他急救处理。

(一) 出血状况的判断

- (1) 动脉出血。血液是鲜红的，随心脏跳动的频数从伤口向外喷射。

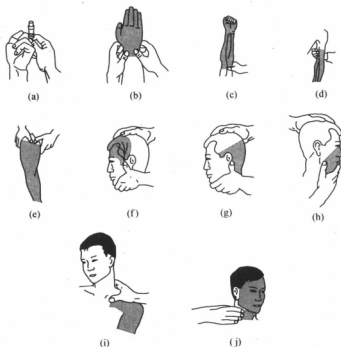


图 15-6 指压止血法

- a—手指的止血点及其止血区域；b—手掌的止血点及其止血区域；c—前臂的止血点及其止血区域；
 d—肱骨动脉止血点及其止血区域；e—下肢骨动脉止血点及其止血区域；f—前部头部止血区域；
 g—后头部止血点及其止血区域；h—面部止血点及其止血区域；i—锁骨下动脉
 止血点及其止血区域；j—颈动脉止血点及其止血区域

(2) 静脉出血。血液是暗红的，徐缓均匀地从伤口流出。

(3) 毛细血管出血。血液是红色的，像水珠样地从伤口渗出，多能自身凝固止血。

(二) 止血方法

毛细血管和静脉出血，一般用纱布、绷带包扎好伤口，就可以止血。大的静脉出血可用加压包扎法止血。下面介绍几种常用的暂时性的动脉止血方法。

1. 指压止血法

在伤口的上方（近心端），用手指压住出血的血管，以阻断血流（图 15-6）。采用此法，不宜过久，适用于四肢大出血的暂时止血，应同时准备换用其他止血方法。

常用的指压法有如下几种：

(1) 上肢指压止血法。手、前臂、肘部、上臂下段动脉出血，可压迫上臂中上 1/3 内侧搏动处（即腋动脉），即可止血。

(2) 下肢指压止血法。脚、小腿或大腿动脉出血，用两手指压迫大腿根部内侧搏动处（即股动脉），即可止血。

(3) 肩部指压止血法。肩部或腋窝大出血，可在锁骨上窝内 1/3 处摸到搏动（即锁骨下动脉）时，向第一肋骨施压，即可止血。

2. 加压包扎止血法

最常用的有效止血方法，适用于全身各部位（图 15-7）。操作方法是消毒纱布或干净毛巾、布料盖住伤口，再用绷带、三角巾或布带加压缠紧，并将肢体抬高。也可在肢体的弯曲处加垫，然后用绷带缠好（图 15-8）。



图 15-7 加压包扎止血法



图 15-8 曲肢加压止血法

3. 止血带止血法

通常用橡皮止血带（图 15-9），也可用大三角巾、绷带、手帕、布腰等止血带代替，但禁用电线或绳子。止血带可以把血管压住，达到止血目的，适用于四肢大血管出血。使用止血带止血，必须注意以下几点：

(1) 上止血带后，要有标记，并在标记上写明上止血带的时间，以免忘记定时放松，造成肢体缺血过久而坏死；

(2) 上止血带后，一般 30min 至 1h 放松一次；若仍然出血，可用手指压迫伤口，过 3~5min 再缚好；

(3) 受严重挤压伤的肢体或伤口远端肢体严重缺血时，不能上止血带；

(4) 如肢体伤重已不能保存，应在伤口近心端紧靠伤口处上止血带，不必放松，直至手术截肢；

(5) 在上止血带的部位, 必须先衬绷带、布块或绑在衣服外面, 以免损伤皮下神经; 同时, 绑的松紧要适宜, 以摸不到远端脉搏及致使出血停止为限度。

二、包扎

伤口是细菌侵入人体的入口。如果伤口被污染, 就可能引起化脓感染、气性坏疽及破伤风等病症, 严重损害健康, 甚至危及生命。所以, 受伤以后, 在矿井无法做清创手术的条件下, 必须先进行包扎。

(一) 包扎的目的

- (1) 保护伤口, 减少感染。
- (2) 压迫止血。
- (3) 减轻疼痛。

(二) 包扎的材料

- (1) 胶布: 也叫橡皮膏, 用作固定纱布和绷带。
- (2) 绷带: 用于四肢或颈部的包扎。
- (3) 三角巾: 用于全身各部位的包扎。
- (4) 四头巾: 多用于鼻、下颌、前额及后头部的包扎。

若现场没有上述包扎材料, 可以就地取材, 用手帕、毛巾、衣服等代用。

(三) 包扎的方法

1. 绷带包扎

(1) 环形包扎法。将绷带作环形重叠缠绕即成。通常是第一圈环绕稍作斜状, 第二、第三圈作环形, 并将第一圈斜出的一角匝于环形圈内, 这样就牢固些。最后用橡皮膏将带尾固定, 或将带尾剪成两半, 打结后即成 (图 15-10)。此法适用于头部、颈部、腕部及胸部、腹部等处。

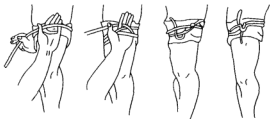


图 15-9 止血带止血法



图 15-10 环形包扎法

(2) 螺旋法。通常是先作环形缠绕开头的一端, 再斜向上绕, 每圈盖住前圈的 1/3 或 2/3 即成 (图 15-11)。此法适用于四肢、胸背、腰部等处。

(3) 螺旋反折法。先用环形法包扎开头的一端, 再斜旋上升缠绕, 每圈反折一次 (图 15-12)。此法适用于小腿、前臂等处。

(4) “8”字形环形法。一圈向上, 一圈向下, 成“8”字形来回包扎, 每圈在中间和前圈相交, 并根据需要与前圈重叠或压盖一半。此法适用于关节部位 (图 15-13)。



图 15-11 螺旋法



图 15-12 螺旋反折法

2. 三角巾包扎

把 $1\text{m} \times 1\text{m}$ 见方的本色白布对角剪开，即成两块大三角巾。如果再将三角巾对折剪开，即成两块小三角巾。三角巾用途很广，适用于以下人体各部位的包扎。

(1) 面部包扎。把三角巾的顶角先打一个结，然后顶角在上用以包扎头面，在眼睛、鼻子和嘴的地方挖几个小洞，把左右角拉到脖子后面，再绕到前面打结（图 15-14）。



图 15-13 “8” 字形环法



图 15-14 面部包扎

(2) 头部包扎。先沿三角巾的长边折叠两层（约两指宽），从前额包起，把顶角和左右两角拉到脑后，先作一个半结，将顶角塞到结里，然后再将左右角包到前额打结（图 15-15）。

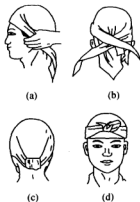


图 15-15 头部包扎

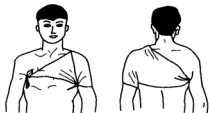


图 15-16 背部包扎法

(3) 背部包扎。它和胸部包扎方法一样,不同的是从背部包起,在胸部打结(图 15-16)。

(4) 胸部包扎。如果伤在右胸,就把三角巾的顶角放在右肩上,把左右两角拉到背后(左面要放长一点),在右面打结,然后再把右角拉到肩部和顶角相结。如果伤在左胸,就把顶角放在左肩,包扎同上(图 15-17)。

(5) 腹部包扎。在内脏脱出处放一块干净纱布,再置一个大小适宜碗(或用其他布圈代替),三角巾底边横放于腹部,两底角在背部打结,然后再与从大腿中间向后拉紧的顶角结在一起(图 15-18)。



图 15-17 胸部包扎

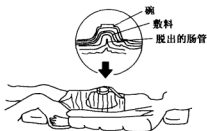


图 15-18 腹部包扎

(6) 手足包扎。手指、足趾放在三角巾的顶角部位,把顶角向上折,包在手背或足背上面,然后把左右两角交叉向上拉到手腕或足腕的左右两面缠绕打结(图 15-19)。

(7) 大小悬臂带包扎。用三角巾兜起前臂,悬吊于颈部即成(图 15-20)。



图 15-19 手足包扎



图 15-20 大小悬臂带包扎

用三角巾包扎,必须注意边要固定,角要拉紧,手心伸展,敷料贴紧,打结要牢。当现场大批伤员出现时,来不及准备三角巾,也可用毛巾代替,将毛巾斜对折叠,中间用窄绷带穿过即成。如果毛巾太短,还可在毛巾的一端接上带子。用毛巾代替三角巾,同样适用于全身包扎,方法也与三角巾包扎基本相同。

3. 四头带包扎

用较宽的长条本色白布或毛巾,将布头自中各剪去 $1/3$,即可使用,此法适用于鼻部、下颌、前额及后头部包扎(图 15-21)。



图 15-21 四头带包扎

三、骨折的临时固定

(一) 骨折的诊断

一般诊断骨折不太困难，主要根据望、问，并运用摸法和比法，进行局部检查，综合判断。一般骨折伤员的患部有肿胀、青紫（即淤斑）、疼痛和局部压痛、功能障碍、肢体缩短、骨摩擦音或假关节活动（即在无关节的部位，由于骨折，出现同关节一样的活动）等症状和体征出现。前三种症状不是骨折特有的症状，但后三种体征是骨折特有的临床表现。如出现这三种特有的体征之一，并结合受伤史，就可诊断清楚。

(二) 骨折的急救要点

(1) 对开放性骨折，应特别注意不要弄脏伤处，即使伤口粘有煤泥等脏东西，也不要动它，更不能用水冲洗。可用干净毛巾把伤口完全盖住，然后松松包扎，再将骨折固定，这样就能减少感染化脓的机会。

(2) 不要随便移动或整复伤处，以免误伤神经、血管或内脏，造成二次损伤。在进行临时固定时，伤处一定要贴在坚硬不易弯的东西上面，固定才较牢靠。用于固定的东西很多，如夹板、木棍、竹片、树枝，甚至伤员自己的对侧肢体也可以。剧烈疼痛可引起休克，在进行临时固定前应设法止痛。

(3) 护送骨折伤员时的体位：上肢骨折取坐位或半卧位；下肢取平卧位，伤肢稍抬高。

(三) 临时固定方法

1. 上臂骨折



图 15-22 上臂骨折固定法



图 15-23 前臂骨折固定法

肘关节应屈曲 90° ，在上臂外侧各置夹板一块，放好衬垫，用绷带将骨折上下端固定。用三角巾将前臂吊于胸前，再用一条三角巾将上臂固定于胸部。无夹板时，用一宽布带将上臂固定于胸部，再用三角巾将前臂悬吊于胸前（图15-22）。

2. 前臂骨折（图15-23）

两块夹板分别放置在前臂及手的掌侧和背侧，加垫后用绷带或三角巾固定。肘关节屈 90° ，用三角巾将前臂吊于胸前。

3. 大腿骨折

夹板两块，外侧由腋窝到足跟，内侧由大腿到足跟，加垫后，用三角巾数条或绷带分段固定（图15-24）。无夹板时，可用健肢固定（图15-25）。

4. 小腿骨折

用从大腿中部至足跟的夹板两块，置于小腿内、外侧，加垫后分段固定（图15-26）；或者用长腿直角夹板固定。无夹板时，也可用健肢固定。



图15-24 大腿骨折固定法



图15-25 大腿骨折用健肢固定法



图15-26 小腿骨折固定法



图15-27 肋骨骨折胶布固定法

5. 肋骨骨折

肋骨骨折是因胸部受直接或间接外力的打击或挤压所致。

(1) 症状。伤员伤处疼痛；局部可摸到骨折断端或有骨摩擦音；若骨折端刺破胸膜致使肺脏损伤，可发生咯血，胸闷、呼吸困难并可能发生血胸、气胸等严重情况。

(2) 处理。单纯肋骨骨折可用胶布固定胸壁，贴胶布时应从脊柱开始绕向胸骨，即在伤员深呼气结束时，用数条宽约 $7\sim 8\text{cm}$ 的胶布，自下而上地重叠紧贴于伤处胸壁上，每条胶布的前后端应超过脊柱及胸骨中线至少 5cm （图15-27）。固定期约为 $2\sim 3$ 周即可。

6. 脊柱骨折

脊柱是由24块脊椎骨组成的，脊椎骨中间有一根粗大的脊髓神经，从颈部往下贯穿向腰部。容易发生脊柱骨折的部位多在胸、腰椎部的交界处。

在现场判断是否发生了脊柱骨折很重要。判断胸、腰部脊柱骨折可根据以下几点：一是根据当时受伤情况进行初步判断；二是腰部或胸部疼痛，按压处疼痛加剧（就是骨折

的地方)同时还可能摸到有一处棘突比较突出;三是用针轻刺双足,如果痛觉减退,足踝运动受限,就可能是脊髓损伤。

对疑为脊柱骨折的伤员,必须做全身的检查,了解有无休克及其他合并症,以便在现场先做好相应的处理,待稳定后,即转送医院进一步诊治。

对脊柱骨折伤员,搬运方法十分重要,如操作不当,即使是单纯的骨折,也可导致继发性脊髓损伤,致使发生截瘫,而对已有脊髓损伤的伤员,可增加损伤的程度,尤其是高位的脊柱骨折,如搬运不当,甚至可能立即发生生命危险。

搬运时,必须使伤员保持伸展位。即3人蹲或跪在伤员一侧,伸手至水平位将伤员并平放于硬木板上,伤部可用一软垫垫起,以维持伸展,并将伤员固定,然后才可搬运转送。有条件时,最好用铲式担架(图15-28)。



图15-28 铲式担架

四、人工呼吸法

根据呼吸运动的原理,用外力使伤员的胸腔扩大和缩小,引起肺被动地收缩和舒张,从而使其恢复自主性呼吸。在施行人工呼吸前,先要将伤员迅速地搬运到附近较安全而又通风的地方。如果急救的现场是在井下,应注意顶板良好、无淋水;再将伤员领口解开,腰带放松,并注意保暖。

现场急救常用的人工呼吸法有3种:

(一) 口对口人工呼吸法(图15-29)

1. 通畅气道

在矿井或地面发生意外,难免不发生呕吐、口内出血、或者有泥土等外物进入口内。呼吸停止后,人必昏迷,又无法吐出这些外物。如果不首先清除,急于作口对口吹气,空气无法入肺,甚至反而把外物吹入肺内,往往造成不幸。另外,呼吸停止的人,肌肉必松弛,下颌随之下移,于是舌根向后坠落,可能会阻塞气道。故必须采取以下急救方法:

(1) 用双手扳开伤员下颌,将嘴张大,迅速查看口内有无呕吐物或其他外物。若发现有呕吐物、血块或唾液、泥土等,应立即将伤员的头侧向一边,并用食指裹以毛巾、手帕或衣角,伸入口内,将外物一一掏出,动作须快,一般只需十几秒钟的时间。

(2) 解除舌下坠,应将伤员的头尽力后仰,再用另一手将头固定。头仰后,下颌和咽喉间被紧拉,舌根就被连带上提(方法见第二节)。

2. 站好位置

伤员仰卧在地上,救护者应双膝跪在伤员头侧。如果伤员躺在床上或桌面上,救护者应站在伤员的头侧。跪在伤员头前时,可用膝盖顶住伤员的头,使头保持后仰,一手捏住伤员的鼻孔,另一手托起下颌。

3. 吹气入肺

吹气前,救护者张大嘴,尽力吸气,然后俯身用自己的嘴唇包住伤员的嘴唇,不使漏气。

4. 让气流出

吹气完毕，救护者立刻将头离开伤员，松开捏鼻的手。同时，救护者可以直起身子，张大嘴唇，深吸气，为下一次吹气做好准备。如此有节律地、均匀地反复进行，每分钟约吹 14~16 次，直至伤员恢复自主性呼吸。

(二) 仰卧压胸法

让伤员仰卧，救护者跪在伤员大腿内侧，两手拇指向内，其余四指向外伸开，平放在其胸部两侧乳头之下，借上半身重力压伤员胸部，挤出肺内空气，然后，救护者身体后仰，除去压力，伤员胸部依其弹性自然扩张，因而空气入肺（图 15-30）。如此有节律地每分钟进行 16~20 次。



图 15-29 口对口吹气法



图 15-30 仰卧压胸法

(三) 俯卧压背法

此法与仰卧压胸的操作方法大致相同，只是伤员俯卧，救护者骑跨、跪在伤员大腿两侧。此法对溺水者急救较为适合，便于排出肺内水分（图 15-31）。



图 15-31 俯卧压背法



图 15-32 心脏按压位置、手势图

现场急救常用人工呼吸法时，应注意如下事项：

(1) 施行口对口吹气时，救护者口唇要包住伤员口唇，以免漏气。吹气的大小，应注意在刚开始时吹气压力可略大些，频率稍快些；吹气 10~20 次后，应逐步将压力减小，以维持伤员胸部有隆起为合适。救护者与伤员的嘴间是否要放块布以免直接接触的问题，应视具体情况而定，有条件时，可放两层纱布或一块手帕隔开，但以不影响空气出入为原则。

(2) 人工呼吸法适用于电休克、中毒性窒息或外伤性窒息等所引起的呼吸停止。操作时应注意心跳情况,如心跳停止,应与胸外心脏挤压法同时进行。

(3) 仰卧压胸法不适用胸部外伤,也不能与胸外心脏挤压法同时进行;俯卧压背法对溺水患者的急救较为适合,因便于排出肺内水分。

(4) 施行人工呼吸法,有时要持续较长时间,甚至数小时才能把伤员救过来。施行人工呼吸时间的长短,应视伤员恢复自主呼吸或出现死亡征象而定。

五、胸外心脏按压法

胸外心脏按压适用于各种原因造成的心跳骤停,如电休克、溺水、严重创伤大出血等。

(一) 心脏停跳的判断

正确而及时地作出心脏停跳的判断,是成功地恢复心跳的关键。在作胸外心脏按压前,应先准确地判断心脏是否停跳,其方法是:

(1) 观察心脏停跳的先兆。心音、脉搏、血压消失是心脏停跳的最先表现。如危重伤员心音低沉,脉搏细弱,心率快速或缓慢,血压骤降,都预示心脏随时可能停跳。

(2) 观察瞳孔变化。心跳停止后,因脑缺氧,立即会显示瞳孔完全散大、固定及对光反应消失。因此,瞳孔的变化可作为间接诊断心脏停跳的参考。

(3) 观察意识情况。心搏骤停后,意识也随之丧失。

(4) 其他。如皮肤、黏膜苍白,出血伤口无血等。

(二) 胸外心脏按压的方法

在作胸外心脏按压前,应先作胸前区叩击术。使伤员头低脚高,救护者以左手掌置其胸前区。右手握拳在左手背上捶击3~5次,每次间隔1~2s。捶击胸前区,有时能使心脏复跳。如果捶击无效,应及时正确地作胸外心脏按压。其具体操作是:

(1) 伤员的安置。应仰卧于木板上或地上,操作前的准备和人工呼吸法相同。

(2) 按压的部位。准确的按压部位是在胸骨的下半部分,它的下方正是心脏的所在。

(3) 按压的手势。救护者在伤员的右侧,手掌面与手前臂垂直,一手掌面压在另一手的背面上(图15-32)。

(4) 按压的方向。双手重叠,置于伤员胸骨下半部,两臂伸直,身子前俯,用双肘和肩臂之力有节律地、冲击式地向脊柱方向用力按压,使胸骨压下4~5cm,有胸骨下陷的感觉。此时,压下4~5cm才能使心脏的左、右心室受压,血流流入主动脉和肺动脉,从而建立大、小循环,为心脏自主节律的恢复创造条件。按压后,应迅速抬手使胸骨复位,以利于心脏的舒张。

(5) 按压的次数。以每分钟80~100次为适宜。按压过快,心脏舒张不够充分,心室内血液不能完全充盈;按压过慢,动脉压力低,效果也不好。因此,要求下压时间和松手时间应相等。

(三) 胸外心脏按压时的注意事项

按压的力量应因人而异,对身体强壮的伤员,按压力量可大些,对年老体弱的伤员,力量宜小些。按压的力量要稳健有力,均匀规则。重力应放在手掌根部,仅在胸骨处着力,切勿在心尖部按压。同时注意用力不能过猛,否则可致肋骨骨折、心包出血或引起气

胸等。

(四) 心肺复苏术

在大多数情况下,胸外心脏按压与口对口吹气即心肺复苏术应同时施行,按照最新的国际心肺复苏标准,胸外心脏按压与口对口人工呼吸的比率为 30:2。也就是说先口对口吹气 2 次后,按压心脏 30 次,此为一个周期。

(五) 心肺复苏术显效的表现

按压显效时,可摸到颈总动脉、股动脉搏动,散大的瞳孔开始缩小,口唇、皮肤转为红润,血压升至 8kPa 以上。

(六) 施行心肺复苏术的注意事项

时间就是生命;在抢救伤员时不能犹豫不决,动作要规范、到位,不能做做停停。需要长时间进行心肺复苏术时要轮换进行,换人间隔不能超过 5s。

六、创伤性及失血性休克的急救

创伤性及失血性休克,在井下外伤中常见。它是伤后早期死亡的原因之一。所以,对这类休克务必提高认识,做到早期诊断、及时紧急处理。

(一) 检查与识别

1. 休克的表现

(1) 收缩压低于 13kPa,脉差在 4kPa 以下。

(2) 伤员皮肤苍白,手足发凉,出冷汗,尿量减少。结合外伤史和临床表现即可判定为休克。

2. 休克轻重程度的估计

休克轻重程度的估计见表 15-1。

表 15-1 休克轻重程度的估计

| 休克分类 | 轻 度 | 中 度 | 重 度 |
|---------------------------|---------|---------|---------------|
| 血压(收缩压)/kPa | 13 以上 | 11~13 | 0~8 |
| 脉搏/(次·min ⁻¹) | 80~100 | 100~120 | 120 以上或微弱、测不到 |
| 口唇 | 正常或稍发白 | 苍白或稍发绀 | 呈灰色 |
| 四肢温度 | 无变化或稍发凉 | 温而凉 | 冰凉 |
| 表情 | 正常或稍烦躁 | 烦躁不安或淡漠 | 迟钝或神志不清 |
| 尿量 | 正常 | 少 | 少或无尿 |

(二) 紧急处理要点

(1) 保持安静。现场抢救时,要迅速将伤员安置到安全的地方,让其安静休息。凡有休克现象的伤员,必须遵守“先救后送”的原则,不应未经抗休克处理而急于转运。

(2) 伤员体位。采取平卧位,或头低脚高位,以增加回流到心脏的血量,改善脑部血液循环。

(3) 保持伤员的呼吸道通畅。注意清除伤员呼吸道的尘土、血块和分泌物。必要时,可供给氧气。

(4) 解除伤员疼痛。对有骨折的伤员, 应进行骨折临时固定, 以免搬动刺激神经引起疼痛, 伤员肌体剧痛时, 可给予适量的镇痛药。

(5) 伤口包扎止血。妥善包扎伤处, 可减少出血, 对腹腔脏器出血, 骨盆骨折, 股骨骨折而致休克者, 应就地穿着抗休克裤。

(6) 防治呼吸血液循环衰竭。对出现呼吸、血液循环衰竭的伤员, 除了针对伤情予以处理外, 对当时出现的症状要及时急救。伤员呼吸衰竭一般可注射兴奋剂(如尼可刹米), 必要时进行口对口吹气; 对血压急剧下降的伤员, 可酌情使用强心剂(西地兰), 以及必要时进行胸外心脏按压等处理。

(7) 转送医院应符合下列情况: ①经抗休克后伤情平稳, 收缩压稳定在 12kPa 左右, 脉压差在 4kPa 以上, 尿量增加每小时 30mL 以上; 皮肤温度逐渐恢复, 伤员安宁。②骨折已固定良好。③外出血已经得到控制。④呼吸道已保持通畅。⑤有医务人员护送, 做好必要的监护, 车内有必要的急救器材和药品。⑥转运前, 用电话与接受治疗伤员的医院联系好, 以便做好紧急抢救准备。

七、伤员的搬运

(一) 担架搬运法

这是一种常见的方法, 担架可分特制的和临时的两种。特制的担架, 使用方便。但在伤员多的情况下, 还可用木板做成简易担架(图 15-33)等物。

操作方法和注意事项:

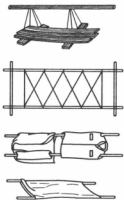


图 15-33 简易担架



图 15-34 3~4 人抬伤员上担架

(1) 由 3~4 人合成一组, 小心谨慎地将伤员移上担架(图 15-34)。

(2) 将伤员头部向后, 这样使后面抬担架的人可以随时观察伤员的变化。

(3) 抬担架的人, 脚步要一致。

(4) 向高处抬时(如走上坡), 前面的人要放低, 后面的人要抬高, 以使伤员保持在水平状。抬担架走下坡时则相反。

(二) 单人徒手搬运法

(1) 扶持法。伤轻的可扶着走 (图 15-35)。



图 15-35 扶持法



图 15-36 背负法

(2) 背负法。急救者背向伤员, 让伤员伏在急救者背上, 双手绕颈交叉下垂, 急救者用两手自伤员大腿下抱住伤员大腿 (图 15-36)。在不能够站立的巷道或在昏迷伤员不能站立的情况下, 救护者可躺于伤员的一侧, 一手紧握伤员的肩部, 另一手抱其腿部, 用力翻身, 使伤员俯在救护者的背上, 而后慢慢爬行或慢慢起身 (图 15-37)。

(3) 肩负法。把伤员的腹部搁在右肩上, 右手抱住双腿, 左手握住伤员右手, 或以右手将伤员双腿与右手一并抱住 (图 15-38)。



图 15-37 爬行背负法



图 15-38 肩负法

(4) 抱持法。救护者一手扶伤员的脊背, 一手放在伤员的大腿后面, 将伤员抱起来前进 (图 15-39)。



图 15-39 抱持法



图 15-40 井字形手座

(三) 双人徒手搬运法

(1) 双人坐法。使伤员坐在两个急救者互相交叉成井字形的手座上，伤员双手扶住急救者的肩部（图 15-40、图 15-41）。

(2) 双人抱法。一人抱住伤员的臂部、腿部，一人抱住肩部、腰背部（图 15-42）。



图 15-41 双人坐法



图 15-42 双人抱法

八、伤员途中的护理

1. 伤员体位

转运昏迷伤员要取侧卧位，胸部垫一衣卷，使伤员口鼻朝下，既不影响呼吸，又能顺利地排出口鼻的分泌物，有假牙的要取出。

2. 转运抽风伤员

要注意看护，防止摔伤，还要用压舌板或硬质材料裹上纱布垫在上下牙间，以防咬伤舌头。

3. 上、下汽车

抬伤员上、下汽车，头要稍低一些。伤员上汽车后，身体与前进方向成垂直角度。担架要固定好，防止开车和刹车碰伤。

4. 途中抢救

途中发现伤员突然呼吸、心脉骤停，应立即施行心肺复苏术。

九、苏生器的救护

把伤员抬到人员车辆不多，空气新鲜，顶板牢固、巷道平坦、干燥的地方，使伤员仰卧、解开衣扣、裤带，并进行保暖，检查伤员的脉搏、心跳、呼吸、瞳孔，确定伤员是真死或假死。何种气体中毒，如是被水淹的伤员，要先使伤员把水吐出，把伤员的口启开，拉出舌头，清除口中异物，并将伤员的肩部垫高 10~20cm，头向后仰，面向苏生器的一侧，如伤员有痰时，用抽痰装置进行清理，并根据需要选择适当的喉管放入伤员的口内。

1. 真死与假死的区别方法

(1) 真死。①瞳孔扩散放大，无光反射。②呼吸、脉搏、心跳完全停止。③刺激皮肤无反应。④血液不流通。⑤背部有铅灰色斑点。

(2) 假死。①瞳孔没有扩散放大或虽有扩散放大但有光反射。②呼吸、脉搏、心跳

非常微弱或刚停止。③血液还能流通。④有神经反射。⑤背部无铅灰色斑点。

2. 苏生工作

操作者把苏生器放在伤员的头部一侧, 打开苏生器, 取出工具, 连接苏生器的抽痰、自动肺、氧吸入装置, 并检查动作情况, 吹起面罩, 把头带放在伤员后脑勺下, 并挂好面罩, 自动肺拉杆拉起, 套好储气囊, 放在面罩上, 苏生正式开始。同时, 应接好备用氧气瓶, 关闭小氧气瓶。还要不停地检查伤员呼吸、脉搏、心跳的恢复情况, 并用毛巾搓伤员的皮肤, 帮助恢复血液循环。伤员能自动呼吸时, 应及时换上氧吸入装置, 短时间内不允许伤员直立行走或猛然坐立, 防止造成突发性晕厥。

刚开始苏生时, 操作者要用手指轻压伤员喉头中部的环状软骨, 借以闭塞食道, 以防气体进入胃部。

苏生中, 苏生器出现自动肺过快, 表明气道不通, 应再次清理或摆动伤员的头部; 自动肺过慢, 是面罩与面部接触不严或接头漏气, 应整理面罩与头带的松紧, 用脱脂棉堵塞漏气处, 上紧有关接头。如果属于减压器流量过大或过小引起的过快或过慢, 可调整减压器的流量, 经调整仍达不到苏生要求时, 用手控制阀杆苏生。

十、烧伤伤员的现场急救

烧伤在煤矿的灾害中也是比较常见的一种损伤, 救护人员在火灾现场抢救伤员的步骤是:

(1) 迅速将伤员脱离火灾现场, 扑灭伤员身上余火。

(2) 检查伤员的呼吸情况, 特别是有头面部烧伤的伤员, 更应注意到有无呼吸道烧伤, 如果出现呼吸困难等应做人工呼吸或用粗的注射针头刺入喉结下环甲膜处, 以作应急。

(3) 用 15℃ 以下的辩证法水冲洗创面, 一方面可以立即降温, 减少热力对机体的进一步损害; 另一方面可以清洗创面, 减少感染机会。

(4) 如果有条件可用干净的布包扎烧伤创面。

(5) 搬运时要注意保护创面, 不要抓伤皮肤。

(6) 要严密观察有无休克发生。

十一、溺水伤员的现场抢救

在煤矿的透水事故中, 由于水对伤员的冲击力, 以及伤员与巷道中的碰撞致伤, 所以对煤矿中溺水的伤员, 不但要注意水灌入气管和肺中所造成的窒息, 而且要注意其他的损伤。救护人员在溺水现场抢救伤员的步骤是:

(1) 迅速将伤员脱离水灾现场。

(2) 检查伤员口鼻中有没有煤尘、泥沙等物, 如有应迅速清除并打开气道。

(3) 将伤员面朝下头低位, 按压其背、腹部, 以排出肺内的积水, 此时间不宜太长, 救护人员也可单腿跪立, 把伤员头朝下放在膝盖上顶住其胸腹部, 同时按压背部以排出肺内积水, 如呼吸心跳停止应迅速做心肺复苏术。

(4) 注意给伤员保暖, 伤情好转后送医院进一步处理。当煤矿发生透水涌水灾害时, 有时会有遇险矿工, 长时间被困在氧气稀薄、气压高、阴暗潮湿的巷道里, 由于饥饿、

紧张,会有头痛、头晕、呼吸困难、脉搏细弱、耳膜充血等情况。伤员救出后,可口服葡萄糖盐水、饮料等。对长时间被困人员,要保护好眼睛,可用深色衣物遮面,防止强光照射。此外,避免噪声,保护耳膜,可用棉球堵塞外耳道。对伤员进行观察治疗,供给少量流质饮食,逐步增加进食量,不可立即暴饮暴食,注意保暖。不要急于和家人见面,以免发生意外。

十二、火灾处理时的中暑的救护

矿山救护队在处理井下火灾事故时,无论是对灾区侦察,直接灭火或封闭火灾,都要在高温浓烟的环境中进行工作,非常容易中暑。其发病的机理是体温调节功能衰竭,体内蓄热、过热。这是因为当气温达 37°C 时,对流、辐射作用完全停止,唯一的散热方式是出汗蒸发。人体出汗 1mL 能帮助散热 0.58kJ 。但蒸发作用与空气的温度、湿度和风速有关,蒸发的效果取决于空气的相对湿度。相对湿度低于 30% ,蒸发过快,会感到干燥;相对湿度达到 80% ,蒸发困难;达 100% 时,蒸发完全停止。临床表现的主要特点为过热及中枢神经系统症状,多数出现骤然昏迷,肛温达 41°C 以上,开始大量出汗后出现无汗,并伴有皮肤干热发红,严重时,因呼吸循环衰竭造成死亡。

在高温区工作时,指挥员或小队长只要发现有队员皮肤干热,面色潮红、恶心、呕吐、大量出汗,呼吸急促或晕厥、昏迷、痉挛等症状时,要立即采取措施,开展抢救工作。

(1) 将中暑的队员,抬到阴凉通风的地方,解开衣扣,脱掉胶靴,使其平卧,头部不要垫高,保证呼吸道的畅通。

(2) 降温。用凉水或 50% 的酒精,擦洗全身,直至皮肤发红,血管扩张以促进散热。必要时,将中暑的队员放在巷道的凉水沟中降温。

在降温过程中,要加强护理,观察体温、血压和心脏的跳动情况。

(3) 补充水分和无机盐类,对能饮水的中暑队员,让其喝 5% 的食盐凉开水或饮料,不能饮水者,应即时给予静脉补液。

复习思考题

1. 什么是矿工的自救、互救?
2. 矿工在自救、互救时应分别遵守哪些原则?
3. 自救器有哪几种类型?各适应何种环境?
4. 透水后,现场人员必须注意哪些事项?
5. 对事故现场负责人的要求是什么?
6. 现场急救的任务是什么?
7. 对伤员进行初步检查的步骤有哪些?
8. 如何对伤员进行进一步检查?
9. 创伤急救的技术有哪几种?
10. 试述出血的种类及特征。
11. 动脉出血的种类有哪几种?

12. 为什么要进行包扎？包扎的材料有哪些？
13. 如何搬运脊柱骨折伤员？
14. 人工呼吸有哪几种方法？
15. 做心脏按压时要掌握哪些要点？
16. 简述心肺复苏的步骤。
17. 简述担架搬运伤员时的方法和注意事项。
18. 如何抢救高温中暑的伤员？

参 考 文 献

- [1] 金国坤. 行政程序法论. 北京: 中国检察出版社, 2002.
- [2] 徐景德. 煤矿事故调查与处理. 北京: 中国矿业大学出版社, 2005.
- [3] 周心权. 煤矿主要负责人安全培训教材 (修订本). 北京: 中国矿业大学出版社.
- [4] 中国矿业学院煤田地质勘探教研室. 煤矿地质学. 北京: 煤炭工业出版社, 1979. 6.
- [5] 吴蕴珪. 矿山测量与矿图. 北京: 地质出版社, 1998. 5.
- [6] 沈天良, 何富贤. 煤矿壁式开采及矿图基础知识. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003. 1.
- [7] 庞永杰. 安全检查员. 北京: 煤炭工业出版社, 2003. 8.
- [8] 张先声, 钱鸣高, 徐永圻等. 中国采煤学. 北京: 煤炭工业出版社, 2003.
- [9] 徐永圻. 煤矿开采学. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [10] 白国杰. 采煤概论. 北京: 煤炭工业出版社, 2002.
- [11] 刘过兵, 顾秀根, 梁利. 爆破安全. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002.
- [12] 高尔新, 杨仁树. 爆破工程. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [13] 孙继平, 兰西柱. 煤矿电气安全. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002.
- [14] 孟国营, 赵学义. 煤矿机械安全. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002.
- [15] 赵以惠. 矿井通风与空气调节. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1990.
- [16] 约阿希姆·福斯. 矿井气候. 北京: 煤炭工业出版社, 1987.
- [17] 张国枢. 通风安全学. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000.
- [18] 吴中立. 矿井通风与安全. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1997.
- [19] 国家煤矿安全监察局人事培训司组织编写. 煤矿安全生产管理人员安全培训教材. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004.
- [20] 河南理工大学安全技术培训中心组织编写. 煤矿主要负责人及安全生产管理人员安全培训(复训)教材. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006.
- [21] 俞启香编著. 矿井瓦斯防治. 中国矿业大学出版社, 1992.
- [22] 王佑安主编. 煤矿安全手册. 第二篇矿井瓦斯防治. 煤炭工业出版社, 1995.
- [23] 林柏泉等编著. 矿井瓦斯抽放理论与技术. 中国矿业大学出版社, 1996.
- [24] 林柏泉等编著. 矿井瓦斯防治理论与技术. 中国矿业大学出版社, 1998.
- [25] 周世宁, 林柏泉著. 煤层瓦斯赋存与流动理论. 煤炭工业出版社, 1999.
- [26] 中国矿院瓦斯组. 煤与瓦斯突出的防治. 煤炭工业出版社, 1979.
- [27] 邸志乾主编. 矿井灾害处理与分析. 中国矿业大学出版社, 1991.
- [28] 煤炭部制定. 防治煤与瓦斯突出细则. 煤炭工业出版社, 1995.
- [29] 中华人民共和国能源部制定. 煤矿安全规程. 煤炭工业出版社, 1992.
- [30] 潘峰. 煤矿安全 [M]. 2005.
- [31] 黄元平主编. 矿井通风. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1986.
- [32] 范天吉. 煤矿通风综合技术手册. 长春: 吉林音像出版社, 2003.
- [33] 叶钟元. 粉尘防治. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1991.
- [34] 浑宝炬, 郭立稳等. 矿井粉尘检测与防治技术. 北京: 化学工业出版社, 2005.
- [35] 国家煤矿安全监察局人事培训司组织编写. 粉尘防治. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002.
- [36] 张国枢, 谭允楨, 陈开岩等. 通风安全学. 徐州: 中国矿大出版社, 2003.
- [37] 张兴凯. 地下工程火灾原理及应用. 北京: 首都经济贸易出版社, 1997.
- [38] 周兴权, 方裕璋等. 矿井火灾防治 (A类). 徐州: 中国矿大出版社, 2002.
- [39] 崔洪义, 王洪权, 李建堂等. 矿井火灾防治 (B类). 徐州: 中国矿大出版社, 2002.

- [40] 周心权, 吴兵. 矿井火灾救灾理论与实践. 北京: 煤炭工业出版社, 1996.
- [41] 蔡永乐. 矿井内因火灾防治理论与实践. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- [42] 王省身, 张国枢. 矿井火灾防治. 徐州: 中国矿大出版社, 1990.
- [43] 王云. 矿井火灾预防与处理. 北京: 煤炭工业出版社, 1992.
- [44] 王省身, 俞启香. 矿井灾害防治理论与技术. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1986.
- [45] 王家楝. 矿井防火技术. 北京: 中国经济出版社, 1987.
- [46] 陈永峰编著. 煤矿自燃火灾防治. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [47] 秦书玉, 赵书田, 张永吉编著. 煤矿井下内因火灾防治技术. 沈阳: 东北大学出版社, 1993.
- [48] 许自新译, 戴国权校. 井下火灾密闭法. 北京: 中国工业出版社, 1964.
- [49] 王德明, 李永生. 矿井火灾救灾决策支持系统. 北京: 煤炭工业出版社, 1996.
- [50] 王建阳, 王鲁. 矿井火灾防治. 太原: 山西科学技术出版社, 1993.
- [51] 李义昌, 郑伦素. 水文地质及工程地质学, 中国矿业大学出版社, 1990.
- [52] 邸志干, 贺教良. 矿井灾害处理与分析, 中国矿业大学出版社, 1991.
- [53] 王国际等. 堵水注浆技术, 煤炭工业出版社, 2001.
- [54] 岑传鸿. 顶板灾害防治. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1989.
- [55] 马念杰, 王家臣, 曹代勇. 顶板灾害防治. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2002.
- [56] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [57] 姜福兴. 矿山压力与岩层控制. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [58] 公安部消防局编. 消防灭火救援. 中国人民公安大学出版社, 2005.
- [59] 刘明亮主编. 警体格斗训练教程. 中国人民公安大学出版社, 2006.
- [60] 王童主编. 军校体育课程教学研究. 国防科技大学出版社, 2006.
- [61] 王清. 采矿学. 冶金工业出版社, 2005.
- [62] 王英敏. 矿井通风与防尘. 冶金工业出版社, 1997.
- [63] 陶颂霖. 凿岩爆破. 冶金工业出版社, 1986.
- [64] 金属非金属矿山安全编委会. 金属非金属矿山安全. 湖北科学技术出版社, 2003.
- [65] 时裕谦. 实用露天矿通风学. 煤炭工业出版社, 1990.
- [66] 赵梓成等. 非铀矿山排氧通风. 冶金工业出版社, 1984.